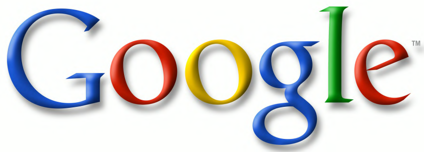
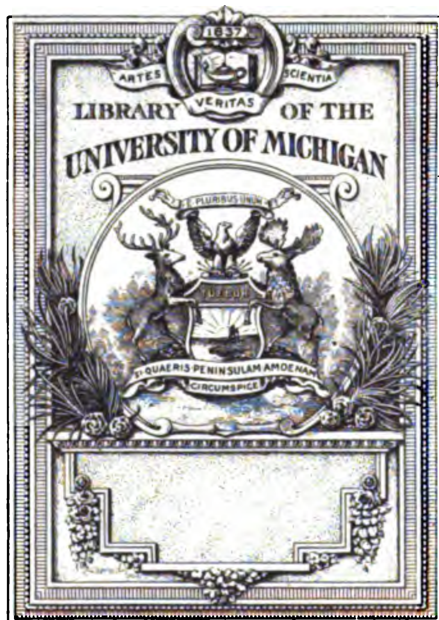



A 3 9015 00385 008 1
University of Michigan – BUHR






1837
ARTES
VERITAS
SCIENTIA
LIBRARY OF THE
UNIVERSITY OF MICHIGAN
E PLURIBUS UNUM
TUEBOR
SI QUAERIS PENINSULAM AMOENAM
CIRCUMSPICE

ANNALES

DES MINES.

COMMISSION DES ANNALES DES MINES.

Les ANNALES DES MINES sont publiées sous les auspices de l'administration générale des Ponts et Chaussées et des Mines, et sous la direction d'une commission spéciale formée par le Ministre des Travaux Publics. Cette commission est composée, ainsi qu'il suit, des membres du conseil général des mines, du directeur et des professeurs de l'École des mines, et d'un ingénieur, adjoint au membre remplissant les fonctions de secrétaire :

L'administration a réservé un certain nombre d'exemplaires des ANNALES DES MINES pour être envoyés, soit à titre de don aux principaux établissements nationaux et étrangers, consacrés aux sciences et à l'art des mines, soit à titre d'échange aux rédacteurs des ouvrages périodiques français et étrangers relatifs aux sciences et aux arts. — Les lettres et documents concernant les ANNALES DES MINES doivent être adressés, *sous le couvert de M. le Ministre des Travaux Publics, à M. l'Ingénieur, secrétaire de la Commission des* ANNALES DES MINES, 60, boulevard Saint-Michel, à Paris.

Avis de l'Éditeur.

Les auteurs reçoivent *gratis* 15 exemplaires de leurs articles formant au moins une feuille d'impression. Ils peuvent faire faire des tirages à part à raison de 9 fr. par feuille jusqu'à 50, 10 fr. de 50 à 100, et 5 fr. pour chaque centaine ou fraction de centaine à partir de la seconde. Le tirage à part des planches est payé sur mémoire, au prix de revient.

La publication des ANNALES DES MINES a lieu par cahiers ou livraisons qui paraissent tous les deux mois. — Les six livraisons annuelles forment trois volumes, dont un consacré aux actes administratifs et à la jurisprudence. — Les deux volumes consacrés aux matières scientifiques et techniques contiennent de 70 à 80 feuilles d'impression, et de 18 à 24 planches gravées. — Le prix de la souscription est de 20 fr. par an pour Paris, de 24 fr. pour les départements, et de 28 fr. pour l'étranger.

PARIS. — IMPRIMERIE ARNOUS DE RIVIÈRE ET Cᵉ, RUE RACINE, 26.

ANNALES
DES MINES

OU

RECUEIL

DE MÉMOIRES SUR L'EXPLOITATION DES MINES

ET SUR LES SCIENCES ET LES ARTS QUI S'Y RATTACHENT,

RÉDIGÉES

PAR LES INGÉNIEURS DES MINES,

ET PUBLIÉES

SOUS L'AUTORISATION DU MINISTRE DES TRAVAUX PUBLICS.

SEPTIÈME SÉRIE.

MÉMOIRES. — TOME VII.

PARIS.

DUNOD, ÉDITEUR,

LIBRAIRE DES CORPS NATIONAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES, DES MINES
ET DES TÉLÉGRAPHES,

Quai des Augustins, n° 49

1875

BIBLIOGRAPHIE.

PREMIER SEMESTRE DE 1875.

OUVRAGES FRANÇAIS.

1° *Mathématiques pures.*

DUHAMEL. Des méthodes dans les sciences de raisonnement; par J. M. C. Duhamel, membre de l'Institut, 1re partie, 2e *édition*. In-8°, x-94 p. Paris. Prix : 2f,50. (5535)

GAUTIER. Notice sur le télémètre de poche, instrument destiné à la mesure rapide des distances; par A. Gautier, chef d'escadron d'artillerie. (3894)

GROUARD. De la résistance de l'air au mouvement des projectiles; par A. Grouard, capitaine d'artillerie. 1re partie. In-8°, 58 p. Prix : 1f,50. (1434)

HIRN. Théorie mécanique de la chaleur. 1re partie. Exposition analytique et expérimentale de la théorie mécanique de la chaleur; par G. A. Hirn. 3e *édition*. T. 1. In-8°, 476 p. avec fig. dans le texte. Prix : 12 francs. (5893)

JULLIEN. Méthode nouvelle pour l'enseignement de la géométrie descriptive (perspectives et reliefs); par A. Jullien. In-12, xxiv-156 p. et 143 pl. (3280)

LAURENT. Mémoire sur les équations différentielles ordinaires et aux différentielles totales; par H. Laurent, répétiteur à l'École polytechnique. In-8°, 24 p. Paris. (6450)

TANNERY. Propriétés des intégrales des équations différentielles linéaires à coefficients variables. Propositions données par la Faculté; par M. Jules Tannery. In-4°, 75 p. (6450)

2° *Physique et chimie.*

AMAIL. Manuel des alliages d'or et d'argent, des ors de couleur et de leurs soudures, de la fonte d'or et d'argent, de la mise en couleur pour le bijou d'or. Ouvrage utile aux fabricants, aux marchands et à toutes les personnes qui s'occupent du commerce des métaux d'or et d'argent; par V. Amail, essayeur du commerce. In-8°. Prix : 4f,50.

BAUDRIMONT. Dynamique corpusculaire. Relation entre la structure des corps et les phénomènes qu'ils accomplissent. Imperfections de la théorie des ondulations pour expliquer les phénomènes de la physique générale. 9e mémoire; par A. Baudrimont, professeur à la Faculté des sciences de Bordeaux. In-8°, 59 p. (4075)

BECQUEREL. Des forces physico-chimiques et de leur intervention dans la production des phénomènes naturels; par M. Becquerel, de l'Académie des sciences. In-8°, XII-648 p. et atlas de 11 pl. (1589)

BECKENSTEINER. Études sur l'électricité, nouvelle méthode pour son emploi médical; par C. Beckensteiner. T. III. Livraisons 1 à 4. In-8°, 279 p. (418)

BOUSSINGAULT. Études sur la transformation du fer en acier par la cémentation; par M. Boussingault, membre de l'Académie des sciences. In-8°, 131 p. Prix : 4 francs. (5217)

BRUNFAUT. De l'exploitation des soufres; par Jules Brunfaut, ingénieur civil. Gr. in-8°. (2432)

CAHOURS. Traité de chimie générale élémentaire; par M. Auguste Cahours, membre de l'Académie des sciences. Chimie organique. Leçons professées à l'École polytechnique. 3e *édition*. T. II et III. In-18 jésus, XXII-869 p. Les 3 vol. 15 francs; chaque vol. séparément, 6 francs. (5502)

De l'épuration des eaux d'égout et de leur emploi au profit de l'agriculture. In-4°, 385 p. et 3 pl. Reims, imp. Luton. (2743)

GORUP-BESANEZ (de). Traité d'analyse zoochimique qualitative et quantitative, guide pratique pour les recherches physiologiques et cliniques; par le docteur E. de Gorup-Besanez, professeur de chimie à l'Université d'Erlangen. Traduit sur la 3e édition allemande et augmenté par le docteur L. Gautier. Avec 128 figures dans le texte. In-8°, XX-522 p. (2520)

GUILLEMIN. La Lumière et les Couleurs; par Amédée Guillemin. Ouvrage illustré de 71 figures gravées sur bois. In-18 jésus, VIII-302 p. Prix : 1f,25. (3247)

LOQUIN. Tableau de tous les effets harmoniques de une à cinq notes inclusivement, au nombre de 562, précédé d'une table servant à trouver de suite la formule de composition de chaque accord, et suivi de notes sur différents points d'harmonie; par Anatole Loquin. In-8°, 36 p. Prix : 4 francs. (5601)

MÉHAY. Relations numériques entre le volume des corps composés à l'état de vapeur et l'atomicité de leurs éléments; par M. Méhay. In-8°, 7 p. (292)

MOHR. Traité d'analyse chimique à l'aide de liqueurs titrées; par le docteur F. Mohr, professeur à l'Université de Bonn. 2e *édition* française, traduite sur la 4e édition allemande, par C. Forthomme, professeur de chimie à la Faculté des sciences de Nancy. Avec 163 figures dans le texte. In-8°, XIII-736 p. Prix : 15 fr. (5615)

RABUTEAU. Éléments d'urologie, ou Analyse des dépôts et calculs urinaires; par A. Rabuteau, docteur en médecine. Ouvrage contenant 35 gravures intercalées dans le texte. In-18 jésus, VII-256 p. Prix : 4 francs. (2622)

RICHE. Leçons de chimie; par M. Alfred Riche, professeur de chimie à l'École supérieure de pharmacie de Paris. 2e *édition*. T. II. In-18 jésus, 700 p. Paris. (1329)

TRUCHOT et FREDET. De la lithine dans les eaux minérales de Royat et dans les principales sources thermales d'Auvergne; par P. Truchot et le docteur G. E. Fredet. In-8°, 47 p. (5142)

TYNDALL. La Lumière; par John Tyndall, LL. D., F. R. S., professeur de philosophie naturelle à l'Institution royale de la Grande-Bretagne. Six leçons faites en Amérique dans l'hiver de 1872-1873. Ouvrage traduit de l'anglais par M. l'abbé Moigno. In-8°, XXI-265 p. avec portr. et figures. Prix : 6 francs. (5455)

WURTZ. Leçons élémentaires de chimie moderne; par M. Ad. Wurtz, membre de l'Institut, doyen et professeur de chimie de la Faculté de médecine de Paris. 3e *édition*, revue et augmentée, avec 132 fig. dans le texte. In-18 jésus, VII-696 p. Prix : 7f,50. (3424)

WURTZ. Traité élémentaire de chimie médicale, comprenant quelques notions de toxicologie et les principales applications de la chimie à la physiologie, à la pathologie, à la pharmacie et à l'hygiène; par Ad. Wurtz, doyen et professeur de chimie de la Faculté de médecine de Paris. 2e *édition*. 2 vol. in-8°, 1386 p. (5710)

3° *Géologie, minéralogie, métallurgie.*

CAILLAUX. Tableau général et description des mines métalliques et des combustibles minéraux de la France; par M. Alfred

Caillaux, ingénieur civil des mines. In-8°, VII-636 p. (439)

CHAUSSAT. Premières recherches sur la flore fossile des bassins houillers de la Creuse; par J. B. Chaussat, docteur en médecine. In-8°, 18 p. (2441)

DOLFUS. Principes de géologie transformiste. Application de la théorie de l'évolution à la géologie; par Gustave Dolfus. In-18 jésus, VII-183 p. Prix : 2f,50. (491)

DUMORTIER. Études paléontologiques sur les dépôts jurassiques du bassin du Rhône; par Eug. Dumortier. 4e partie. Lias supérieur, avec 62 pl. In-8°, 341 p. Prix : 36 francs. (1867)

GRAND. Étude sur le bassin houiller des Asturies (Espagne). Constitution géologique, mode d'exploitation, voies de communication, avenir industriel; par M. Albert Grand, ingénieur des arts et manufactures. In-8°, 64 p. et 1 carte. (2233)

GRUNER. Traité de métallurgie; par M. L. Gruner, inspecteur général des mines. 1re partie. Métallurgie générale. T. Ier. Agents et appareils métallurgiques. Principes de la combustion. In-8°, VII-555 p. et atlas in-folio de 18 pl. (544)

JORDAN. Album du cours de métallurgie professé à l'École centrale des arts et manufactures. 140 pl. in-folio et 1 vol. de texte; par S. Jordan, professeur à l'École centrale des arts et manufactures. Description des planches, données numériques et renseignements sur le fonctionnement des appareils. In-8°, XV-296 p. (4678)

MEUNIER. Géologie des environs de Paris, ou description des terrains et énumération des fossiles qui s'y rencontrent, suivie d'un index géographique des localités fossilifères. Cours professé au Muséum d'histoire naturelle; par Stanislas Meunier, aide-naturaliste au Muséum. Ouvrage accompagné de 112 fig. intercalées dans le texte. In-8°, VIII-510 p. Prix : 10 fr. (5045)

PASSY. Description géologique du département de l'Eure, avec appendice contenant des notes sur l'orographie, la géologie, l'agriculture, l'industrie et la botanique de chaque commune; par M. A. Passy, ancien préfet et ancien député de l'Eure. In-4°. XXXII-294 p. (2887)

RIVIÈRE. Découverte d'un second squelette humain de l'époque paléolithique dans les cavernes des Baoussé-Roussé, en Italie, dites grottes de Menton; par Émile Rivière, officier d'académie. In-8°, 35 p. avec plan. (345)

VIEILLARD. Le Terrain houiller de Basse-Normandie, ses ressources, son avenir. Notice descriptive publiée sous les auspices du conseil général du Calvados; par M. E. F. Vieillard, ingénieur au corps des mines. In-8°, 166 p. et 5 pl. (3734)

4° Mécanique appliquée. — Exploitation et droit des mines.

Bobilier. Expériences faites en 1873 aux usines de MM. Schneider et Ce, au Creuzot (Saône-et-Loire), sur l'acier à canons fabriqué dans ces usines. Texte et planche. Rapport adressé à M. le ministre de la guerre; par M. Bobilier, chef d'escadron d'artillerie. In-8°, 105 p. et pl. (3801)

Boucher. Mémoire sur un évolueur hydraulique; par M. R. Boucher, lieutenant de vaisseau. In-8°, 54 p. (28 décembre.) (203)

Brüll. Études théoriques et pratiques sur la nitroglycérine et la dynamite; par A. Brüll, ingénieur civil. In-8°, 99 p. (4571)

Callon. Cours professés à l'École des mines de Paris; par M. J. Callon, inspecteur général des mines. 1re partie. Cours de machines. T. II. In-8°, VIII-578 p. et atlas. In-4° de 30 pl. Paris, lib. Dunod. Prix : 27^f,50. (3814)

Callon. Cours professés à l'École des mines de Paris; par M. J. Callon, inspecteur général des mines. 2e partie. Cours d'exploitation des mines. T. II. In-8° et atlas. Prix : 32^f,50.

Jouffret. Théorie élémentaire des phénomènes que présentent le gyroscope, la toupie et le projectile oblong; par E. Jouffret, capitaine d'artillerie, In-8°, 32 p. (4189)

Le Gavrian. Causerie sur l'Exposition de Vienne. Les machines motrices; par P. Le Gavrian. In-8°, 8 p. (101)

Leloutre. Recherches expérimentales et analytiques sur les machines à vapeur. Chapitre Ier. Mémoire présenté à la Société industrielle du nord de la France; par M. G. Leloutre. In-8°, XVI-86 p. (2292)

Moinet et Debize. Nouveau Traité général d'horlogerie; par M. L. Moinet, professeur des arts, ancien président de la Société chronométrique de Paris. Appendice de la 3e *édition*, contenant de nouvelles études sur les échappements anciens et modernes, le pendule ordinaire, le pendule conique et le balancier annulaire, avec la théorie du spiral réglant de M. Phillips; les applications de l'électricité à l'horlogerie et la description d'une série d'appareils spéciaux se rattachant à l'art de l'horloger; par M. A. Debize, ingénieur des manufactures de l'État. Gr. in-8°, VIII-204 p. et 19 pl. Prix : 12 francs (8 avril). (3972)

Sarrau. Recherches théoriques sur les effets de la poudre et des substances explosives. Effets de la poudre dans les armes; par M. E. Sarrau, ingénieur des poudres et salpêtres. In-8°, 71 p. Prix : 2 fr. (5118)

SEBERT. Du calcul des trajectoires d'après les expériences de M. Bashforth sur la résistance de l'air; par M. Sebert, chef d'escadron d'artillerie de la marine. Avec planches et figures. In-8°, VII-102 p. et 2 pl. Prix : 4 fr. (154)

5° *Constructions. — Chemins de fer.*

BELGRAND. Les travaux souterrains de Paris. II. 1re partie. Les eaux. Introduction. Les aqueducs romains; par M. Belgrand, inspecteur général des ponts et chaussées, membre de l'Institut, Directeur des eaux et égouts de la ville de Paris. Grand in-8° et atlas. Prix: 30 francs. (3)

DALY. L'architecture privée au XIXe siècle, urbaine et suburbaine. 3e série. Décorations intérieures peintes (salons, salles à manger, chambres à coucher, salles de billard, boudoirs, bibliothèques, galeries, etc.); par M. César Daly, architecte du gouvernement. 4e fascicule. In-folio, 10 pl. dont 2 doubles. 32 fr. (1853)

DEBAUVE. Manuel de l'ingénieur des ponts et chaussées, rédigé conformément au programme annexé au décret du 7 mars 1868 réglant l'admission des conducteurs des ponts et chaussées au grade d'ingénieur; par A. Debauve, ingénieur des ponts et chaussées. 14e fascicule. Notions sur la construction des bâtiments. Code du bâtiment. In-8°, 292 p. et atlas de 25 pl. (1855)

MARIE. Éléments d'architecture. Dessins linéaires tirés des monuments et des auteurs classiques, à l'usage de l'enseignement scolaire; par F. G. Marie, architecte. In-4°, 36 p. et 26 pl. (1166)

6° *Sujets divers.*

ALCAN. Fabrication des étoffes. Traité de la filature du coton. Origines, productions, caractères, propriétés, classifications, transformations, développement commercial, succédanés, progrès techniques, filature, etc.; par Mel Alcan, professeur de filage et de tissage au Conservatoire national des arts et métiers. 2e *édition*, entièrement refondue et corrigée, accompagnée d'un atlas gr. in-4° de 42 pl. In-8°, XV-672 p. Prix : 33 fr. (5718)

Armoiries (les) de la ville de Paris, sceaux, emblèmes, couleurs, devises, livrées et cérémonies publiques. Ouvrage commencé par feu le comte A. de Coëtlogon, refondu et complété par M. L. Tisserand et le service historique de la ville de Paris. T. I. In-4°, XXV-351 p. Les 2 vol., 100 francs (2 février). (1582)

BAILLY. Cours élémentaire de fortification; par E. Bailly, capitaine

du génie. 1re partie. Fortification passagère. In-8°, 112 p. (738)

BERTRAND. Traité de topographie et de reconnaissances militaires; par E. Bertrand, chef de bataillon du génie. 2e *édition*. In-8°, XV-345 p. Prix : 8 fr. (2421)

BOUTTEVILLE (de) et HAUCHECORNE. Le Cidre, traité rédigé d'après les documents recueillis, de 1864 à 1872, par le Congrès pour l'étude des fruits à cidre; par L. de Boutteville, d. m., et A. Hauchecorne, illustré de figures sur bois et de chromolithographies. Gr. in-8°, XXIII-364 p. et 8 pl. Prix : 12 francs. (2426)

DEMMIN. Histoire de la céramique en planches phototypiques inaltérables, avec texte explicatif; par Auguste Demmin. L'Asie, l'Amérique, l'Afrique et l'Europe par ordre chronologique. Poteries opaques (faïences, etc.) et kaoliniques (porcelaines). Peintures sur lave. Émaux sur métaux. Vitraux et verreries. Mosaïques. Livraisons 116 à 120. In-folio, 10 p. et 10 pl. (4607)

DENAMIEL. Notes sur l'Exposition universelle de Vienne; par M. Denamiel, ingénieur ordinaire des ponts et chaussées. In-8°, 12 p. et pl. (5251)

CLOEZ. Rapport sur les progrès réalisés dans la fabrication des tapisseries et tapis des manufactures des Gobelins et de Beauvais; par M. S. Cloez. In-4°, 16 p. (4380)

Cours de fortification et d'artillerie pour la 4e section, avec 108 figures intercalées dans le texte, gravées par Badoureau. *Nouvelle édition*. In-18 jésus, 210 p. (1088)

CRESPIN. La Poste atmosphérique. Transport des correspondances entre Paris et Versailles; par A. Crespin, ingénieur, constructeur de télégraphes pneumatiques. In-8°. 32 p. et 5 pl. (4903)

FIGUIER. L'année scientifique et industrielle, ou Exposé annuel des travaux scientifiques, des inventions et des principales applications de la science à l'industrie et aux arts, etc., accompagné d'une nécrologie scientifique; par Louis Figuier. 18e année (1874). In-18 jésus, 524 p. Prix : 3f,50 (23 février). (2205)

FIGUIER. La vie et les mœurs des animaux; par Louis Figuier. Zoophytes et mollusques. Volume illustré de 385 fig. dessinées d'après les plus beaux échantillons du Muséum d'histoire naturelle et des principales collections de Paris. Gr. in-8°, XI-508 p. Paris. Prix : 10 francs. (2206)

LETELLIER. Les chemins de fer projetés dans Paris; par A. E. Letellier, ingénieur civil. In-8°, 84 p. (5336)

LOQUIN. De l'avenir des théories musicales. Discours de réception à l'Académie des sciences, belles-lettres et arts de Bordeaux, le 3 avril 1873; par M. Anatole Loquin. In-8°, 26 p. Prix: 1f,75. (1708)

MALÉZIEUX. Souvenirs d'une mission aux États-Unis d'Amérique; par Ém. Malézieux, ingénieur en chef des ponts et chaussées. In-8°, II-179 p. et atlas de 7 pl. Prix relié : 9 fr. (597)

MOLINOS. La navigation intérieure de la France, son état actuel, son avenir; par L. Molinos, ingénieur. In-8°, VI-257 p. Prix : 5 fr. (10 avril). (3974)

PLOIX et CASPARI. Météorolige nautique. Vents et courants, routes générales; extrait des *Sailing directions* de Maury et des travaux les plus récents; par M. Charles Ploix, et M. Caspari. In-4°, 232 p. et 12 pl. Prix : 7 francs. (1961)

SIMOUNEAU. Les effectifs, les cadres et les budgets des armées européennes. Étude de statistique comparée; par A. Simouneau, ancien capitaine du génie, sous-intendant militaire. In-8°, 93 p. Prix : 1f,50. (2920)

VIVIEN DE SAINT-MARTIN. L'année géographique, revue annuelle des voyages de terre et de mer, des explorations, missions, etc., relatives aux sciences géographiques et ethnographiques; par M. Vivien de Saint-Martin, président honoraire de la Société de géographie. T. XII. 13e année. 1874. In-18 jésus, XII-429 p. Prix : 3f,50. (2948)

OUVRAGES ANGLAIS.

DAVID PAGE. *Economic Geology; or Geology in its Relations to the Arts and Manufactures.* De la géologie dans ses rapports avec les arts et manufactures.

G. H. KINAHAN. *Valleys,...* Les vallées, et leur relation avec les fissures, les fractures et les failles.

J. H. COLLINS. *Principles of Metal mining.* Principes de l'exploitation des mines métalliques. (Collin's El. Sc. Series.)

ROBERT HUNT. *Mineral Statistics,...* Statistique de l'industrie minérale de la Grande-Bretagne et de l'Irlande, pour l'année 1873.

Parliamentary. Vienna Exhibition,... Exposition de Vienne; rapports des commissaires. VOL. I. Produit des colonies; par *W. Robinson;* Matières premières, par le professeur *Archer;* Développement du commerce et de l'industrie de l'Autriche; Tarifs autrichiens; Commerce du monde. — VOL. II. Machines-outils et autres; par le Dr *Anderson;* Machines fixes et locomobiles; par M. *Holmes;* Machines agricoles; par M. le colonel *Michael;* Utilisation de la tourbe et des tourbières; par M. *Paget.* — VOL. III... Poteries, porcelaine et verres; par. M. *Archer.....*

ROBERT HUNT. *Gaz*,... Nouveaux mémoires sur la proposition de remplacer l'huile par le gaz pour l'éclairage des phares.

— *Reports of Inspectors*,... Rapports des inspecteurs sur les accidents de chemin de fer. Part. V à part. VII; de mai à novembre 1874.

— *Arctic Expedition*,... Mémoires sur les préparatifs faits pour l'expédition arctique de 1875; avec une carte.

W. J. MILLAR. *Principles of Mechanics*,... Principes de mécanique et leur application aux moteurs, à l'architecture navale, aux ponts métalliques, etc.; Extraits de leçons faites à l'Université de Glasgow pendant la session 1872-73.

OWEN C. D. ROSS. *Air as fuel*,... Emploi du pétrole et autres huiles minérales pour former avec l'air des mélanges inflammables.

ROBERT WILSON. *Directions*,... Conseils et suggestions aux chauffeurs et mécaniciens.

Safe Use of Steam. Sécurité dans l'emploi de la vapeur; par un ingénieur; 2e édition, chez Lockwood.

SAMUEL HUGHES. *A Treatise on Gaz Works*. Traité des usines à gaz; 5e édition, avec figures, revue par *W. Richards*.

SIR R. M. STEPHENSON. *Elementary and Practical Instructions*,... Instructions élémentaires et pratiques sur la science de la construction des chemins de fer; 5e édition revue et considérablement augmentée; par *Edward Nugent* (Weale's Series).

TH. STERRY HUNT. *Chemical and geological Essays*. Essais de chimie et de géologie.

J. W. GRIFFITH et ARTHUR HENFREY. *The Micrographic Dictionary*. Le Dictionnaire micrographique; 3e édition; publiée par *J. W. Griffith* et M. le professeur *Martin Duncan*, avec la collaboration du Rev. *M. J. Berkeley* et de *T. Rupert Jones*.

J. CH. MELLIS. *Saint Helena*. Sainte-Hélène; description physique, historique et topographique de l'île; géologie, faune et météorologie; planches de botanique d'après les dessins originaux de Madame J. C. Melliss.

J. D. LANG. *An Historical*,... Histoire et statistique de la Nouvelle-Galles du Sud, depuis l'établissement de la colonie en 1788, jusqu'à ce jour; 4e édition.

JOHN TYNDALL. *Address*,... Discours prononcé devant l'Association britannique à Belfast; avec addition; nouvelle édition.

COLONEL P. E. WARBURTON. *Journey across*,... Voyage à travers l'ouest de la région intérieure de l'Australie; avec une introduction et des additions de *Ch. H. Eden*; figures et carte.

M. F. Cusack. *A History of the City and County of Cork,...* Histoire de la ville et du comté de Cork; avec figures et carte géologique.

OUVRAGES AMÉRICAINS.

G. J. Brush. *Manual of Determinative Mineralogy.* Manuel pour la détermination des minéraux, avec une introduction sur l'analyse au chalumeau. — New-York.

The Science Record for 1875. Compte rendu des progrès des sciences et des découvertes pendant l'année 1874; chez Alfred E. Beach. New-York.

De Volson Wood. *A Treatise on the Resistance,...* Traité de la résistance des matériaux; avec un appendice sur la conservation des bois. New-York.

OUVRAGES ITALIENS.

Padelletti. *Regolatori a forza centrifuga.* Régulateurs à force centrifuge. Florence.

Mantovani. *Descrizione geologica,...* Description géologique de la campagne romaine; avec une carte en chromo-lithographie. Turin.

Luzzato. *Soluzione del problema,...* Solution du problème de la propriété et de la législation des mines en Italie. Padoue.

Chiappori. *Della vegetazione,...* De le végétation actuelle et pleistocène à Torriglia. Gênes.

Botto. *Le moderne macchine,...* Les machines électro-magnétiques modernes et leurs applications à l'éclairage électrique, à la télégraphie militaire, aux mines et aux torpilles. Rome.

Brillo. *Sulla fabricazione del gas,...* Sur la fabrication du gaz d'éclairage extrait des résidus de la distillation des schistes bitumineux. Padoue.

De Stefani. *Fossili pliocenici.* Fossiles pliocènes des environs de San-Miniato (Toscane); Mollusques bivalves et univalves. Pise.

Palumbo. *La grotta della Masciara,...* La grotte de la Masciara; excursion de géologie préhistorique. Lecce.

Statistica del commercio speciale,... Statistique du commerce spécial d'importation et d'exportation, du 1er janvier au 31 décembre 1874. Florence.

CAMPANI. *Lavori di chimica agraria,...* Travaux de chimie agricole exécutés dans le laboratoire de chimie générale de l'Université royale de Sienne. Sienne.

CECCHI. *Nozioni elementari di chimica,...* Notions élémentaires de chimie, d'après les théories modernes. Florence.

GALLETTI. *Cenni sulle solfare,...* Renseignements sur les soufrières de Sicile. Palerme.

MARCHESE. *Relazione delle miniere,...* Rapport sur les mines de Montesanto en Sardaigne, pour l'exercice 1873-74. Gênes.

RIATTI. *Il nuovo freno,...* Le nouveau frein à patins. Florence.

SISMONDA. *Elementi di storia naturale,...* Éléments d'histoire naturelle générale. Minéralogie. Turin.

DAINELLI. *Relazione sulli stabilimenti,...* Rapport sur les établissements sidérurgiques de Mongiana. Florence.

LAWLEY. *Pesci ed altri vertebrati,...* Poissons et autres vertébrés fossiles du pliocène de Toscane. Pise.

GALLETTI. *Modificazioni ai metodi,...* Modifications aux méthodes de détermination volumétrique du cuivre et du zinc contenus dans les minéraux, à l'aide d'une liqueur normale de ferrocyanure de potassium. Gênes.

OUVRAGES ALLEMANDS.

v. COSTA et J. MÜLLER. *Atlas der Erdkunde.* Atlas de la connaissance de la terre. (Géologie et Minéralogie). Leipzig.

DARWIN'S *gesammelte Werke.* Œuvres complètes de Darwin. Stuttgard.

KÖNIGSBERGER. *Vorlesungen über die Theorie,...* Leçons sur la théorie des fonctions elliptiques; avec une introduction à la théorie générale des fonctions; 2e partie. Leipzig.

SADEBECH. *Die Krystallisation des Bleiglanzes.* La cristallisation de la galène. Berlin.

DAELEN, HOLBENBERG et DIEKMANN. *Die Kalibrirung der Eisenwalzen.* Le calibrage des laminoirs à fer. Berlin.

GRASHOF. *Theoretische Maschinenlehre.* Étude théorique des ma-

chines. 1er volume. Théorie mécanique de la chaleur, hydraulique, etc. Leipzig.

REULEAUX. *Theoretische Kinematik.* Cinématique théorique. Bases d'une théorie des machines; 1re et 2e parties. Brunswick.

BERTHOLD. *Rumford,...* Rumford et la théorie mécanique de la chaleur; recherches sur l'histoire de la théorie mécanique de la chaleur. Heidelberg.

BITTNER. *Beiträge zur Kenntniss,...* Contributions à l'étude du tremblement de terre de Bellune, du 29 juin 1873. Vienne.

V. HAUER. *Die Geologie,...* La géologie et son application à la connaissance de la composition du sol de l'Autriche-Hongrie. 5e livraison. Vienne.

RÜHLMANN. *Allgemeine Maschinenlehre.* Étude générale des machines. Brunswick.

THENIUS. *Die Torfmoore,...* Les tourbières de l'Autriche et des pays limitrophes, leur importance économique et industrielle. Vienne.

Neues Handwörterbuch der Chemie,... Nouveau Dictionnaire de chimie, publié et rédigé avec le concours de plusieurs savants; par *H. V. Fehling.* 1er volume. Brunswick.

MARTINI et CHEMNITZ. *Systematisches Conchylien-Cabinet.* Collection systématique de coquilles; publiée et complétée par *H. Küster*, avec le concours de Philippi, L. Pfeiffer, Dunker et Rœmer; livraisons 230-234. Nüremberg.

QUENSTEDT. *Petrefactenkunde Deutschlands.* Paléontologie de l'Allemagne. Échinodermes; 6e livraison. Leipzig.

POLLITZER. *Der Practische Ingenieur,...* L'ingénieur et le constructeur pratiques. Brünn.

PETZHOLDT. *Die Locomotive der Gegenwart,...* La locomotive du présent et les principes de sa construction. Brunswick.

V. GERICHTEN. *Die Theorie,...* La théorie de la formation des acides et des sels, et la théorie électrochimique. Erlangen.

O. HEER. *Flora fossilis arctica,...* Flore fossile des régions polaires; 3e volume. Zürich.

HIRSCHWALD. *Löthrohr-Tabellen.* Tableaux pour l'usage du chalumeau. Leipzig.

ANNALES

DES MINES

MÉMOIRE

SUR

LES MINES DE SOUFRE DE SICILE

Par M. CH. LEDOUX, ingénieur des mines.

PRÉLIMINAIRES.

L'Italie a eu jusqu'ici le monopole à peu près exclusif de la production du soufre, les gisements de cette substance que l'on trouve en Espagne, en France, à Milo (Grèce) ou sur les bords de la mer Rouge n'ayant qu'une importance secondaire, ou du moins ne donnant lieu qu'à des exploitations restreintes.

Les terrains tertiaires de la chaîne des Apennins renferment de nombreux indices de ce minéral, et quelques-uns de ces gîtes sont exploités en Toscane et dans les Romagnes. Mais la plus grande partie du soufre que l'Italie fournit au monde entier provient de la Sicile. Cette matière se trouve répandue dans l'île avec une abondance telle que, malgré l'emploi des procédés d'exploitation les plus arriérés qu'on puisse se figurer et malgré des conditions économiques très-défavorables, sa production annuelle atteint presque le chiffre de 200.000 tonnes.

Tout le monde sait que depuis une vingtaine d'années la

plupart des usines de produits chimiques ont remplacé par la pyrite de fer ou de cuivre le soufre qui formait autrefois la base exclusive de la fabrication de l'acide sulfurique. Mais la plupart des pyrites étant arsenicales donnent un acide impur qui n'est pas propre à tous les usages. De plus leur emploi présente dans la pratique certains inconvénients : quand elles sont calcaires, elles donnent de l'acide carbonique qui occupe inutilement une partie de la capacité des chambres de plomb; quelle que soit leur composition, elles produisent en brûlant plus de chaleur que le soufre, de sorte que les gaz arrivent dans les chambres à une haute température qui rend la marche de ces dernières plus incertaine et moins productive. Aussi y aurait-il avantage à revenir à l'emploi du soufre, si la différence de prix entre celui-ci et la pyrite n'était pas aussi considérable qu'elle l'est actuellement. Dans son rapport du jury de l'Exposition universelle de 1867, M. Balard estimait qu'il suffirait pour cela que le prix du soufre descendît à 120 francs la tonne, rendu sur les lieux de consommation. Or ce produit vaut ordinairement de 11 à 12 francs les 100 kilogrammes au port d'embarquement ; il est grevé d'un droit de sortie de 1f,075 et il subit des frais de transport qui varient de 1f,20 à 3 francs, pour la France ou l'Angleterre. Une baisse de 2f,50 à 3 francs sur le prix de vente permettrait peut-être à un certain nombre d'usines françaises d'abandonner la pyrite et de revenir à l'emploi du soufre. Il est donc intéressant d'examiner l'état actuel de l'industrie soufrière en Sicile et de rechercher si une meilleure utilisation des richesses minérales de l'île, les perfectionnements que comporte le traitement du minerai et l'amélioration des voies de transport ne peuvent amener dans un avenir plus ou moins éloigné une diminution notable du prix de vente.

Nous avons visité à la fin de 1871 quelques-uns des

principaux groupes de solfares (*) (Lercara, Casteltermini, Racalmuto, Caltanissetta, Grotta-Calda), et nous avons pu recueillir des renseignements précis sur l'allure et l'exploitation des gîtes de soufre.

Depuis lors, en 1873, un travail très-complet a été publié sur ce sujet, et sur les questions qui s'y rattachent, par ordre du gouvernement italien; il est dû à l'un des ingénieurs les plus distingués du corps royal des mines, ancien élève de l'École des mines de Paris, M. Parodi (**).

En 1870 et 1871, un autre ingénieur au corps royal des mines, M. Mottura, chargé de dresser la carte géologique des districts miniers de la Sicile, avait publié deux mémoires très-étendus sur la formation solfifère et sur les terrains tertiaires qui la comprennent (***). Toutes les questions concernant la géologie, l'exploitation et l'avenir commercial du soufre sont traitées à fond dans ces deux ouvrages.

La partie géologique de notre travail, sauf les coupes, est entièrement extraite des mémoires de M. Mottura. Les autres chapitres ont été rédigés d'après nos propres observations modifiées sur un certain nombre de points et complétées d'après les données fournies par l'ouvrage de

---

(*) On distingue les gîtes de soufre en *solfatares* et en *solfares* : les premiers sont ceux qui sont produits par les causes volcaniques encore agissantes actuellement, comme à Pouzzoles, la Guadeloupe, etc.; les seconds sont ceux qui sont interstratifiés dans des roches sédimentaires appartenant à des époques géologiques plus ou moins anciennes, comme en Sicile, dans les Romagnes, aux Tapets (Vaucluse), etc.

(**) Sull' estrazione dello zolfo in Sicilia e sugli usi industriali del medesimo.

Relazione dell' ingegnere Lorenzo Parodi al ministro d'agricultura, industria e commercio.

(***) Sulla formazione solfifera della Sicilia. Memoria dell' ingegnere nel corpo reale delle miniere Sebastiano Mottura. Torino, 1870.

Sulla formazione terziara nella zona solfifera della Sicilia. Memoria di Sebastiano Mottura, etc. Firenze, 1871.

M. Parodi, surtout en ce qui concerne la fusion au *calcarone*, les transports et les renseignements statistiques de tout genre dont abonde son excellent travail.

CHAPITRE PREMIER.

GÉNÉRALITÉS.

§ 1. — Climat, Population de la Sicile.

Le climat de la Sicile est très-doux en hiver, très-chaud en été. Les températures moyennes de quelques-uns des principaux points sont les suivantes :

	Température moyenne annuelle.	Température moyenne. de l'été.
	degrés centigr.	degrés centigr.
Palerme	17,2	23,5
Nicolosi	18,0	25,9
Messine	18,8	25,1
Catane	19,6	26,9

Ces observations se rapportent toutes à des points situés dans le voisinage de la mer. Il est probable que dans l'intérieur la température moyenne de l'été est notablement plus élevée.

Les mois pluvieux sont ceux de novembre, décembre, janvier et février. En juin, juillet, août et septembre, il ne pleut pour ainsi dire jamais.

La *malaria* règne dans le fond des vallées de l'intérieur. L'insalubrité des parties basses, jointe à l'insécurité du pays, a porté la population à se grouper sur les hauteurs, où elle forme des agglomérations de plusieurs milliers d'âmes, villes par le nombre des habitants, hameaux par la mauvaise tenue des rues et des habitations. Il n'existe à peu près aucune maison isolée à l'intérieur de l'île : les

paysans quittent la ville chaque matin pour y rentrer le soir, et font souvent deux heures de chemin pour se rendre à leurs travaux agricoles ou industriels. L'île est d'ailleurs relativement peuplée : d'après le recensement de 1862, elle possédait 2.391.802 habitants, soit, pour une superficie de 25.400 kilomètres carrés, 94 habitants par kilomètre carré.

Sauf le massif de l'Etna et quelques cantons du nord-est, le pays est absolument déboisé. Après le mois de juin, quand la moisson est faite, on aperçoit sur d'immenses étendues le sol nu formé d'argile grise crevassée, de gypse blanc ou de grès rougeâtres. Ce n'est que près des côtes ou sur le massif de l'Etna qu'on rencontre une végétation luxuriante, qui mêle les splendeurs de la flore africaine à tous les produits des climats tempérés.

Dans ces conditions et sur un sol accidenté, on conçoit facilement que le régime des rivières soit éminemment torrentiel : réduites en été à un mince filet d'eau perdu dans un lit démesuré, elles roulent en temps de pluie d'énormes masses d'eau.

§ 2. — Voies de transport.

L'état des voies de transport laisse encore beaucoup à désirer, bien que le gouvernement italien ait fait et fasse encore de sérieux efforts pour l'améliorer. Il existe très-peu de routes carrossables en Sicile, et plusieurs d'entre elles sont impraticables pendant la saison des pluies. Un petit nombre seulement de solfares sont desservies directement par les routes et peuvent charger immédiatement leurs produits sur des charrettes; presque toujours une notable partie du transport doit s'effectuer à dos de mulet. La moitié environ des mines de la province de Girgenti, dont le port d'embarquement est le *Môle de Girgenti* ou *Port-Empedocle* situé à 6 kilomètres du chef-lieu, sont desservies par les routes de Palerme à Girgenti et de Girgenti

à Caltanissetta. L'autre moitié effectue encore ses transports à dos de mulet. Celles de la province de Caltanisetta qui envoient leurs produits aux portes de Licata et de Terranova n'avaient jusque dans ces derniers temps à leur disposition que la route de Caltanissetta à Licata. On a ouvert récemment des routes provinciales entre Piazza et Valguarnera, Piazza et Aidone, Piazza et Terranova, de Mussomeli à la limite de la province, enfin de Serradifalco à Montedoro et de Barrafranca à Mazzarino, Riesi, Sommatino, Delia et Canicati. Enfin les solfares des provinces de Catane et de Palerme peuvent maintenant sur une partie du parcours, employer les deux tronçons déjà exécutés du chemin de fer central de l'île.

Actuellement les chemins de fer construits en Sicile ont une longueur totale de 349 kilomètres, savoir :

	kilom.
De Palerme à Cammarata par Termini et Lercara.	89
Leonforte à Catane.	78
Messine à Syracuse par Catane.	182
Ensemble.	349

Les deux tronçons de Palerme à Cammarata et de Catane à Leonforte sont les amorces du chemin central qui doit relier Palerme à Catane et à Messine en passant aux environs de Caltanissetta. Il y a eu des luttes ardentes entre les quatre provinces de Palerme, de Catane, de Caltanissetta et de Girgenti, au sujet du tracé à adopter entre Cammarata et Leonforte. Les deux premières soutenaient la ligne la plus directe remontant le Fiume Salito jusqu'à San Catarina, mais ne desservant que très-imparfaitement Caltanissetta. La troisième désirait qu'à partir de Campofranco le chemin fût reporté vers le sud de manière à passer par Bonpensiere, Montedoro, Serra di Falco. Enfin la province de Girgenti demandait que le tracé fût placé encore plus au sud et passât par le croisement de chemins dit des *Caldare*, Comitini, Grotte, Racalmuto, Serra di Falco, de

manière à desservir les importantes solfares qui se trouvent dans ces diverses localités. Girgenti paraît l'avoir emporté, et le dernier tracé, qui donne surtout satisfaction aux intérêts industriels, a été adopté. Aux Caldare, un embranchement se détachera de la ligne principale vers Girgenti et Port-Empedocle ; à Canicati, un autre embranchement doit rejoindre Licata en passant dans le voisinage des riches gisements de Sommatino et de Riesi.

Nous avons tracé sur la carte, Pl. I, les différents chemins projetés avec leurs variantes. Nous y avons également indiqué d'après l'ouvrage de M. Parodi, la position des principaux gîtes de soufre.

La construction des chemins de fer siciliens est extrêmement coûteuse, à cause de la nature accidentée du pays et surtout à cause de l'extension des terrains argileux plus ou moins coulants, sur lesquels il est très-difficile d'asseoir des ouvrages stables.

Pendant longtemps encore le trafic restera faible, parce que le Sicilien voyage peu, que les relations entre les différentes provinces sont presque nulles et qu'à part les soufres, dont une partie seulement peut emprunter la voie ferrée, et une certaine quantité de blé, les exportations comme les importations sont peu considérables. Dans ces conditions et en tenant compte de la position insulaire de ce pays, il eût été certainement plus avantageux d'adopter au lieu de la voie ordinaire de $1^{m},50$, qui exige des courbes de grand rayon et des ouvrages d'art considérables, la voie de 1 mètre qui permet de réduire très-notablement les dépenses et qui possède néanmoins une capacité de transport bien supérieure au trafic probable des lignes siciliennes. La dépense d'établissement d'un chemin de fer à voie de 1 mètre n'aurait pas dépassé, même en Sicile, plus de 90.000 à 100.000 francs par kilomètre, tandis que la voie de $1^{m},50$ a coûté trois fois plus. Avec la dépense qu'on a faite jusqu'ici, le réseau sicilien serait aujourd'hui terminé.

L'achèvement des chemins de fer projetés apportera de notables améliorations dans le transport des soufres. Il ne faut pas toutefois se dissimuler qu'il n'aura tout son effet qu'à la condition d'être complété par l'exécution d'un réseau de routes carrossables qui relieraient les centres de population et les mines ordinairement situés sur les hauteurs au chemin de fer qui est forcé de suivre le fond des vallées.

§ 3. — Embarquement.

Voici, d'après l'administration des douanes, la répartition entre les différents ports des quantités de soufre exportées en 1870 (*) :

	quintaux métriques.
Catane	204.709
Licata	386.755
Palerme	50.920
Port-Empedocle (Girgenti)	813.840
Messine	51.552
Terranova	147.840
Ensemble	1.655.616

Port-Empedocle est le port d'embarquement des sou-

(*) D'après les états statistiques de l'administration des mines qu'a bien voulu nous communiquer M. Fodera, ingénieur des mines à Caltanissetta, la production totale de l'île se serait élevée en 1870 à 1.803.293 quintaux métriques, valant sous vergues 21.778.161 lires et ayant coûté 7.872.029 lires. Ces divers chiffres se répartissent ainsi entre les différentes provinces :

	PRODUCTION.	VALEUR.	DÉPENSES.
	quintaux métr.	lires.	lires
Caltanissetta	704.294	8.526.447	3.405.846
Girgenti	833.602	9.929.588	3.330.370
Catane	191.822	2.402.839	840.078
Palerme	73.575	919.687	295.735
Total de l'île	1.803.293	21.778.561	7.872.029

Les chiffres des dépenses, qui ne comprennent point d'ailleurs les frais de transport, sont évidemment inexacts; ils donnent en

fres de la province de Girgenti ; de toute la Sicile, c'est celui qui fait les expéditions les plus considérables. Il offre aux navires un abri médiocre ; il est ouvert aux vents du sud-est et s'ensable par suite des courants qui marchent de l'est à l'ouest. On y exécute en ce moment des travaux qui l'amélioreront sensiblement. A l'est du Môle de Girgenti, sur la côte méridionale, sont les ports de Licata et de Terranova situés, le premier à l'embouchure du Fiume Salso ou Himera meridionale, le second à l'embouchure du Fiume de Terranova. Ce ne sont que de simples rades ouvertes qui ne méritent pas le nom de port. Les navires ne peuvent approcher du bord et doivent se tenir à plusieurs kilomètres au large. Le soufre est transporté à bord au moyen de barques d'un faible tirant d'eau qui peuvent venir jusqu'au rivage. L'embarquement n'est possible à Licata et à Terranova que pendant la belle saison. Aussi les soufres rendus à Palerme et à Catane valent-ils généralement 1 franc de plus par quintal métrique que dans les ports de la côte sud.

Une société française (H. Michel et C[ie]) exécute en ce moment à Licata pour le compte de la municipalité d'importants travaux qui seront terminés vers la fin de 1875 et transformeront la rade en un véritable port.

§ 4. — Législation minière.

En Sicile comme dans toute l'Italie du Sud, la propriété du fonds emporte celle du tréfonds et les mines appartiennent aux propriétaires du sol. Il est intéressant de voir comment le même principe, qui a permis en Angleterre un

---

effet seulement 4f,30 environ pour le prix de revient moyen du soufre sur le carreau, et l'on verra que celui-ci est en réalité bien plus élevé. Quant à la différence entre le chiffre total de la production et celui de l'exportation, elle représente : 1° la petite quantité de soufre consommée à l'intérieur ; 2° la quantité de soufre exportée en fraude et qui n'a pas payé le droit de sortie.

si magnifique développement de l'industrie minière, n'a produit en Sicile que le gaspillage des gîtes et le maintien des plus détestables méthodes d'exploitation.

Les grandes propriétés étaient autrefois très-nombreuses dans l'île. Beaucoup d'entre elles sont passées entre les mains des paysans et se sont divisées de la façon suivante : les terres étaient généralement louées suivant un contrat spécial dit *al censo* qui se rapproche assez d'une emphytéose. Moyennant une redevance annuelle très-faible (12 à 15 francs par hectare), le fermier et ses descendants restaient indéfiniment en possession du sol, qui était transmis et divisé par héritage comme s'il avait été possédé en propre. Le propriétaire se trouvait ainsi, après quelques générations et pour des parcelles souvent peu considérables, en présence d'un grand nombre de cofermiers ayant chacun à payer des redevances extrêmement minimes. Quand celles-ci n'étaient pas acquittées, il avait toutefois le droit de rentrer en possession du fonds ; mais la recherche des titres présentait de très-grandes difficultés qui rendaient souvent la revendication impossible. Une loi postérieure à 1860 a décidé que le fermier *al censo* a le droit d'acquérir les terres qu'il occupe moyennant le payement d'une somme égale à la redevance annuelle capitalisée à 5 p. 100. Beaucoup de paysans ont profité de cette faculté. La vente des biens ecclésiastiques qui étaient très-considérables et, pour la plupart, incultes, a contribué puissamment à la division et à la mise en valeur du sol. Aujourd'hui, surtout dans les districts miniers, la propriété est ordinairement très-morcelée, et, comme les gîtes de soufre affleurent sur de grandes étendues, que leur exploitation n'exige que de très-faibles avances, le nombre des mines est devenu extrêmement considérable : l'île ne compte pas moins de 600 solfares dont 350 environ en activité. La production totale étant de 175.000 à 180.000 tonnes de soufre, on voit que la production moyenne est seulement de 500 tonnes par mine. Cet état

de choses et l'absence de règlements spéciaux ont amené un gaspillage déplorable des gîtes : on verra ci-après que l'on n'utilise pas plus du quart du soufre contenu dans le minerai exploité; les trois quarts sont ou perdus dans les éboulements ou brûlés pendant la fusion.

L'extrême division de la propriété souterraine est un obstacle presque insurmontable à l'exploitation rationnelle des gîtes, d'abord parce que les mines sont généralement trop peu étendues pour payer la dépense de travaux d'aménagement considérables, ensuite parce que l'exécution de galeries d'écoulement ou l'établissement de puits munis de machines d'épuisement ne peut être entrepris qu'à la condition que les propriétaires du groupe de solfares qui seront ainsi asséchées s'entendront entre eux pour partager les frais. Or le Sicilien est d'un caractère méfiant, peu sûr et rebelle à toute association industrielle. Ainsi le groupe très-important des mines de Lercara pourrait être entièrement asséché par une galerie de 1.000 à 1.200 mètres de longueur. Mais ce travail n'a jamais pu être entrepris, d'abord parce que les intéressés n'ont pu s'entendre pour partager entre eux la dépense, ensuite parce que plusieurs des propriétaires sous le fonds desquels la galerie aurait dû passer demandaient, pour accorder le droit de passage, des sommes exorbitantes. Sur l'une des mines de ce groupe, à la solfare Romano, on a établi à grands frais sur un puits de 60 mètres de profondeur une machine d'épuisement du système de Cornouailles. Mais elle n'a jamais fonctionné, parce que les propriétaires des mines supérieures ont toujours refusé de payer même une part de la dépense d'épuisement. Des exemples de ce genre pourraient être multipliés.

L'une des premières mesures législatives à prendre pour améliorer le déplorable état des mines siciliennes serait de forcer, dans de certaines conditions et sous le contrôle de l'État, les propriétaires de mines à former, lorsque quelques-uns des

intéressés le demanderaient, des syndicats chargés d'exécuter en commun les grands travaux destinés à assécher tout ou partie du groupe de solfares voisines. Il faudrait également que le propriétaire d'un terrain sous lequel doit passer une galerie destinée à rejoindre un gîte, fût obligé de laisser exécuter le travail, moyennant une juste et préalable indemnité.

Actuellement, la moindre venue d'eau exige, pour être surmontée, des dépenses considérables, que les petits propriétaires sont impuissants à supporter. Aussi, dès que la profondeur devient notable, sont-ils dans la nécessité ou d'abandonner les travaux ou de louer leurs mines.

§ 5. — Mode de location des mines.

Les baux ont presque toujours une durée très-courte, 9 ans en moyenne, et sont conclus à des prix exorbitants, consistant en une redevance en nature qui varie pour les solfares en pleine exploitation de 20 à 50 p. 100 du produit brut. Les recherches ou les mines éboulées se louent moyennant 10 à 15 p. 100 du produit brut.

Les seules mines affermées pour plus de 9 ans sont celles de Montedoro (emphytéose), de Grotta-Rossa (20 ans de bail, 30 p. 100 du produit brut et 100.000 francs de cautionnement), Grotta-Calda (1.700.000 francs comptant et 200.000 francs par an), Riesi (30 ans de bail, 20 p. 100 du produit brut et 30.000 francs de cautionnement). Comme exemple de redevances, je citerai encore les suivantes : Madore à Lercara (mine éboulée reprise en 1865), 14 p. 100; Villarosa, 50 p. 100; Gallici, 33 p. 100 du produit brut; Sommatino, 10.000 quintaux de soufre rendus à Licata, soit 110.000 francs fixes en supposant le quintal de soufre à 11 francs, plus 25 p. 100 du produit brut excédant.

Les redevances les plus élevées ne s'appliquent en général qu'aux solfares exceptionellement riches ou bien situées

eu égard aux transports. On peut compter qu'en moyenne la redevance est de 25 p. 100 du produit brut.

Par suite de la courte durée des baux et de l'énormité des redevances payées aux propriétaires, le fermier n'a aucun intérêt à ménager les gîtes et à les exploiter avec soin. Son seul but est de retirer promptement le plus grand bénéfice possible que la mine puisse fournir; les parties riches sont seules exploitées, les plus pauvres sont abandonnées et perdues.

Les contrats stipulent ordinairement que le fermier ne pourra procéder que par piliers abandonnés et interdit de toucher aux piliers, voûtes et soles (*colonne*, *archi* et *pastoggi*), que le propriétaire se réserve de dépiler si le gîte s'appauvrit en direction et en profondeur, cas qui ne se présente jamais. Cette condition, qui est d'un usage général, est un nouvel obstacle à l'introduction des méthodes rationnelles d'exploitation. Elle a du reste le plus souvent pour résultat que l'exploitant, arrêté dans ses travaux en profondeur par la venue des eaux ou par tout autre cause, affaiblit assez les piliers pour provoquer un éboulement dans lequel il va rechercher ensuite le minerai, et ne livre au propriétaire, à la fin de sa ferme, qu'une mine presque complétement détruite.

Le propriétaire se réserve ordinairement de faire surveiller les travaux par un chef mineur (*capo maestro*) à son service. Mais celui-ci, aussi ignorant que ceux qu'il est appelé à surveiller, n'a le plus souvent d'autre fonction que de vérifier les quantités de soufre produites, afin qu'il n'y ait pas de fraude sur la redevance en nature.

Le mode d'exploitation partout adopté en Sicile a pour conséquences de fréquents accidents de personnes. Un règlement approuvé par décret royal en date du 23 décembre 1865, a institué une surveillance de police, destinée à garantir la sécurité des personnes, des édifices, des routes et des cours d'eau qui pourraient être compromises par les

travaux souterrains. Le gouvernement a placé à Caltanissetta un ingénieur des mines chargé d'appliquer ce règlement. Mais celui-ci étant dépourvu de sanction pénale, est resté lettre morte; il n'est appliqué nulle part, et les accidents continuent à se produire avec une intensité qui va croissant.

§ 6. — Condition des ouvriers mineurs.

Les vices de l'ancien gouvernement, la situation insulaire du pays, le manque de voies de communication à l'intérieur, ont maintenu la population dans un état de civilisation très-arriéré. L'éducation morale et l'instruction font défaut presque partout. Les mœurs sont sauvages : les vols à main armée et les assassinats sont fréquents. En ce qui touche l'exploitation et le commerce du soufre, le manque de moralité des différentes classes de personnes qui vivent de cette industrie est un mal généralement senti, et M. Parodi a pu dire dans l'ouvrage déjà cité que le plus souvent l'administration d'une solfare n'est qu'un brigandage organisé, soit que l'on vole directement le produit, soit que l'on fraude pendant les diverses opérations qui servent à l'obtenir. Le soufre est volé dans la mine, au calcarone, pendant le transport au port d'embarquement, et au port même il y a des gens qui font trafic du soufre ainsi dérobé.

Le développement des communications et de l'instruction primaire, dont le gouvernement italien s'occupe activement, modifieront peu à peu ces déplorables habitudes. La conscription, qui emmène hors de leur pays les jeunes gens et les y renvoie développés sous tous les rapports, sachant, quelques-uns du moins, lire et écrire, habitués à l'obéissance et à la discipline, produit d'excellents résultats. D'abord repoussée par la population, elle est aujourd'hui acceptée sans trop de peine; ce qui le prouve, c'est que le nombre de réfractaires est actuellement très-peu considérable.

Il n'existe aucun lien de patronage entre les exploitants et leurs ouvriers. Leurs rapports sont empreints d'une méfiance réciproque, les uns et les autres cherchant à se tromper mutuellement dans la fixation des salaires. En cas d'accident, les ouvriers ne trouvent assistance ni auprès de leurs compagnons ni auprès de leurs chefs. Les familles des victimes obtiennent rarement un maigre secours de la part des exploitants, bien que les accidents soient dus le plus souvent à la négligence et à l'avidité immodérée de ces derniers. Il n'existe pour les ouvriers ni caisses d'épargne, ni association de secours mutuels, ni écoles d'enfants ou d'adultes; dans les mines éloignées des centres de population, les mineurs ne trouvent point de logements ni de cantines; en été ils couchent en plein air, au risque d'être atteints par les fièvres; en hiver, ils passent la nuit dans l'intérieur des travaux.

La condition des mineurs siciliens est en somme très-misérable et leur situation mérite d'attirer l'attention du gouvernement. Il appartient à celui-ci de protéger efficacement la sécurité des ouvriers contre l'imprudence des exploitants, d'assurer leur sort en cas d'accident ou de maladie en provoquant la création de caisses d'épargne et de caisses de secours, enfin de relever leur niveau moral en développant l'instruction dans les centres industriels.

CHAPITRE II.

DESCRIPTION GÉOLOGIQUE DES GÎTES DE SOUFRE.

§ 1. — Généralités.

La chaîne centrale qui parcourt la Sicile depuis Messine jusqu'à Marsala, et qui porte le nom de monts Madonie, est dirigée à peu près E.-E.-N. à O.-O.-S. Elle est formée en

grande partie de roches calcaires appartenant aux terrains secondaires. Les terrains primitifs n'apparaissent que dans la partie orientale.

Une autre chaîne, partant du cap Passaro et dirigée du sud-est au nord-ouest, vient rejoindre la première à peu près au milieu de son parcours. Dans l'espace triangulaire formé à l'est par la rencontre de ces deux chaînes, l'Etna constitue un massif volcanique isolé et indépendant.

Les terrains solfifères se trouvent tous au sud de la chaîne centrale, à l'exception du petit bassin de Lercara, qui est situé dans la province de Palerme, sur le versant septentrional. Ils s'étendent au sud jusqu'à la mer Libyenne, à l'ouest jusque dans la province de Trapani, et se terminent à l'est près de Caltagirone. Leur plus grande largeur de Licata à Nicosia est de 90 kilomètres, leur longueur est d'environ 160 kilomètres. La petite carte de Sicile que l'on trouvera, Pl. I, donne approximativement la position des principaux gîtes de soufre.

§ 2. — Coupe générale des terrains tertiaires de Sicile.

D'après M. Mottura, les gîtes de soufre appartiennent à la partie moyenne de la formation tertiaire. Voici la coupe générale de ces terrains, telle que la donne ce géologue :

PLIOCÈNE.

(Caltanissetta, Castrogiovanni, Piazza, Barrafranca, Mazzarino, Niscemi, Caltagirone, Aggira, Assaro, Leonforte).

1. *Grès à ciment calcaire, conglomérats, sables avec lits de marnes fossilifères et de gypse intercalés.*

A la base est un lit d'huîtres, important comme horizon géologique, qui se trouve à monte San Giulano et au col delle Croce près Caltanissetta, à Piazza Armerina, à Mirabella, à Caltagirone, à Aggira, à Leonforte et à Castrogiovanni.

Puissance maxima près de Piazza Armerina, 100 à 150 mètres. Fossiles : Ostrea Edulis, O. Gibbosa ; Nucula pla-

centina, Polii; Venus multilamella, V. minima; Panopæa Faujassii; Cardium multicostatum; Cardita rhomboïdea, C. Pectinata.

2. *Calcaire grossier dit tuf calcaire*, formé en grande partie de fossiles très-petits accumulés.

Cet étage manque souvent et les grès supérieurs reposent alors sur l'étage n° 3.

Puissance maxima entre Caltanissetta et Castrogiovanni à Capo d'Arso, 100 mètres.

Fossiles : Panopæa Faujassii, Pecten Jacobæus; Pectunculus insubricus, P. glycimeris, P. inflatus; Venus islandicoides, V. plicata, V. multilamella, V. Pedemontana; Janira pyxidata, J. flabelliformis; Nucula placentina, N. muleus; Pinna seminuda, P. tetragona; Natica millepunctata; Cardium edule, C. Sulcatum, C. fragile; Bulla lignaria; Terebratula grandis.

3. *Marnes gris bleuâtre.*

Puissance maxima, 380 mètres.

Fossiles : Pinna tetragona, P. seminuda; Isocardia cor; Schyzaster Scillæ; Mytilus barbatus, M. sericeus, M. edulis; Venus multilamella.

MIOCÈNE SUPÉRIEUR.

(Centuripe, Aggira, Assaro, Castrogiovanni, Valguarnera, Caltanissetta, Villarosa, San Cataldo, Serra di Falco, Delia, Sommatino, Montedoro, Aragona, Comitini, Grotte, Racalmuto, Campobello, Casteltermini, Favara, Cianciana, Cattolica, Lercara, Nicosia, Villadoro del Priolo, Alimena, San Catarina, Marianopoli, Mussomeli, etc.)

4. *Calcaires marneux blancs à foraminifères, dits Trubi*, quelquefois associés avec des marnes grises.

Puissance variant de 50 à 120 mètres.

Fossiles dominants : Orbulina universa (d'Orbigny); Globigerina bulloïdes (id.); G. regularis (id.).

5. *Gypses saccharoïdes, gypses cristallins et gypses feuilletés* supérieurs au minerai de soufre.

Étage très-étendu en Sicile, où il se rencontre même là où manquent les gisements de soufre.

Puissance de 20 à 80 mètres.

Fossiles : empreintes de poisson de l'espèce Lebias crassicaudatus, trouvées à Racalmuto.

6. *Calcaire marneux solfifère. Tufs et gypses.*

Puissance maximum, 35 mètres.

7. *Calcaire compacte parfois siliceux* correspondant à la couche appelée *cagnino* dans les mines de soufre des Romagnes.

Puissance, 1 à 30 mètres.

8. *Tripoli*, divisé quelquefois par un petit banc de calcaire marneux et magnésien ressemblant beaucoup aux *trubi*.

Puissance, 30 à 40 mètres.

Fossiles : Très-nombreuses empreintes de petits poissons d'eau douce ou d'eau saumâtre appartenant aux espèces Lebias crassicaudatus, Leuciseus æningensis. Larves d'insectes parmi lesquelles dominent celles de la Libellula doris. Nombreux infusoires parmi lesquels Actinocyclus ternarius, A. quaternarius, A. quinarius, A. senarius, A. septenarius, A. octonarius; Navicula bacillum, N. sicula; Spongia aciculosa, S. camellata, S. cribum, etc.

MIOCÈNE MOYEN.

Garistoppe entre Caltanissetta et San Catarina, Fortolese entre Caltanissetta et Villarosa, Vicari (province de Palerme), Priolo, Nicosia, Monte Cammarata.

9. *Grès quartzeux et micacé à polypiers, avec marnes légèrement salées, intercalées; conglomérats* formés en partie de roches cristallines, en partie de débris des grès ferrugineux et siliceux du n° 13.

Puissance variant de 10 à 40 mètres.

Les fossiles se composent de polypiers appartenant principalement aux espèces suivantes : Porites incrustans, P. Meneghini ; Hæliastræa Ellisii, H. Plana.



MIOCÈNE INFÉRIEUR.

Très-répandu en Sicile et notamment sur les bords du Fiume Salito et du Fiume Platani.

10. *Dépôts de sel gemme*, manquant ordinairement là où les grès et poudingues n° 9 ont une importance notable.

Leonforte, Priolo, Granara, Alimena, Trabona, Mussomeli, Acquadiva, Casteltermini, Racalmuto, Cianciana.

11. *Marnes salées et gypseuses, bleues*, contenant du pétrole et des substances bitumineuses. Volcans de boue ou *Maccalube*.

Puissance, 600 à 1.000 mètres.

12. *Riidda ou terre à foulon. Calcaire concrétionné avec silice.* Nicosia, Leonforte, Landro entre San Catarina et Villalonga, Mussomeli, Marianopoli.
   Puissance maximum, 15 mètres.
13. *Argile ferrugineuse et gypseuse avec schistes bitumineux* et *arragonite.* Ces argiles renferment, surtout au nord de la zone solfifère, un calcaire à *nummulites perforata. Sables* et *grès ferrugineux* et *siliceux.*
   Puissance entre Leonforte et Nicosia, 1.500 à 2.000 mètres.

ÉOCÈNE.

Partie centrale de l'île, versant au sud des Madonie. Environs de San Filippo, de Leonforte, de Villarosa, de Caltanissetta; mont Cammarata.

14. *Calcaire* à *nummulites*, alternant avec le calcaire dit *alberese*, renfermant des fucoïdes et des jaspes, et avec des argiles très-feuilletées.
   Fossiles : Nummulites Lucasana (Defrance); N. contorta; N. intermedia; Fucus Targionii, F. intricatus.

M. Mottura signale entre les couches pliocènes et celles qui appartiennent au miocène supérieur des discordances de stratification bien nettes qu'il a observées en plusieurs endroits et notamment près de Caltanissetta et à la solfara Gaspa près de Calascibetta. En ce dernier point les argiles et les tufs calcaires reposent horizontalement en stratification complétement discordante sur les couches redressées à plus de 45° du miocène supérieur.

§ 3. — Description des gîtes de soufre.

D'après la coupe ci-dessus, les terrains solfifères offrent la succession suivante, en allant de haut en bas :

1° Calcaires marneux blancs à foraminifères, dits *Trubi;*
2° Gypses saccharoïdes cristallins ou feuilletés;
3° Calcaire marneux solfifère. Tufs et gypses;
4° Calcaire compacte, parfois siliceux;
5° Tripoli.

Cet ordre de superposition est loin d'être constant : plusieurs des éléments de la série manquent fréquemment et l'allure des couches est tellement tourmentée qu'il est très-difficile de les suivre sur une certaine longueur. Ainsi dans les coupes n°s 1 et 2 (Pl. II) que nous avons relevées près de Caltanissetta et de Racalmuto, les calcaires siliceux manquent, ainsi que les grès du miocène moyen. Par contre, en d'autres points, et notamment à Grotta-Calda, à Riesi, Sommatino, etc., ces calcaires sont très-développés.

A Casteltermini on trouve des gypses au-dessus et au-dessous du minerai de soufre, mais les marnes supérieures (Trubi) et le tripoli manquent aussi bien que les grès du miocène moyen.

Comme exemples de dislocations subies par les gîtes de soufre, nous donnerons, outre la coupe de la solfare de Cimicia près Racalmuto (n° 2), les coupes n°s 3 et 4 (Pl. II) qu'a bien voulu nous communiquer M. l'ingénieur Moris.

La coupe n° 3 est dirigée est-ouest et passe par la montagne de Scorsone et la ferme de Gallitorno (environs de Sommatino), la quatrième a la même direction et passe par la Solfara de Grottili et la Montagna (même localité).

Les gîtes de soufre sont formés de couches tantôt calcaires, tantôt marneuses, dont la stratification concorde avec celle du terrain encaissant, mais dont la continuité en direction est assez limitée. Ils affectent dans leur ensemble la forme de bassins indépendants les uns des autres, dont la largeur moyenne ne dépasse pas 3 kilomètres et la longueur 20 kilomètres. Le minerai est disséminé dans la masse soit en veinules irrégulières et en nids, soit en petits lits disposés parallèlement à la stratification. Exceptionnellement, comme à Racalmuto, par exemple, l'une des couches solfifères est formée de grès à ciment calcaire, un peu bitumineux. Le soufre est généralement amorphe; mais on rencontre assez fréquemment des géodes renfermant les beaux cristaux octaédriques, que l'on trouve dans

toutes les collections de minéralogie. Il est ordinairement jaune brun, avec l'aspect résineux; quelquefois, il est jaune avec une légère teinte verdâtre et est légèrement translucide. Enfin la variété dite saponacée est opaque et a un aspect ocreux.

Les minéraux associés sont la chaux sulfatée, la chaux carbonatée, la strontiane sulfatée et la baryte sulfatée (rare).

Les dépôts de gypse paraissent être en relation intime avec les gîtes de soufre et être dus, sinon aux mêmes causes, au moins à des causes agissant simultanément. On rencontre ce minéral non-seulement au toit des couches solfifères, mais encore répandu dans toute sa masse et aussi au mur, où il forme souvent des bancs d'une épaisseur très-notable. Lorsque les marnes associées au soufre renferment du sulfate de chaux intimement mélangé, on leur donne le nom de *balatino*.

L'épaisseur et le nombre des couches sont très-variables.

A la mine *Madore* (Lercara), la coupe du gîte est la suivante :

	mètres.
Couche *Zagareddada* (rubanée).	8,00
Argile schisteuse noirâtre. . .	1,50 à 2,00
Couche *Percullatella* (nids de soufre dans le calcaire).	2,00 à 2,50
Argile.	2,00 à 4,00
Couche *Percullata grande*.	4,00 à 6,00
Argile.	5,00 à 6,00
Couche *Orlando*.	2,00 à 6,00
Gypse.	» »
Total.	24,50 à 34,50

dont 16 à 22^{m},50 de minerai.

A *Cimicia* (Racal-Muto), il n'y a que deux couches :

	mètres.
Veine *di Soprà* ou blanche.	1 à 4
Argile grise.	1 à 2
Veine *Arenazollata* (un peu bitumineuse). .	1 à 5
Total.	3 à 11

dont 2 à 9 mètres de minerai. La puissance moyenne du minerai est de 4 mètres.

A *Caltanissetta*, l'épaisseur moyenne est également de 4 mètres.

A *Grotta Calda*, le gîte a 12 mètres de puissance en trois bancs, séparés par des lits de marne de 1 mètre à $1^{m},50$ d'épaisseur.

A la grande mine de *Sommatino*, l'épaisseur atteint 30 à 33 mètres; le gîte est divisé en six bancs de 2 à 8 mètres, séparées par des parties stériles (*partimenti*) de 1 mètre environ de puissance.

A la *Croce* (Lercara), le gîte forme un amas considérable d'une épaisseur de plus de 35 mètres, sans intercalations stériles.

L'épaisseur minimum des couches exploitées est ordinairement de $1^{m},50$ à 2 mètres. Elles sont extrêmement tourmentées, les mouvements du sol et les érosions les ont brisées en lambeaux séparés les uns des autres. Aussi se présentent-elles le plus souvent avec des inclinaisons considérables.

Les affleurements contiennent rarement du soufre; tantôt ils sont formés de calcaire rugueux au toucher, percé de petites cavernes, exhalant, quand on le frappe, une odeur bitumineuse; tantôt ils sont représentés par une roche friable, mélange de calcaire et de sulfate de chaux, que les mineurs appellent *briscale* et qui constitue pour eux l'un des indices les plus sûrs de la présence du soufre. Quand les couches sont marneuses, elles n'offrent guère d'affleurements visibles au jour, et l'on se guide alors pour les recherches sur le calcaire siliceux du mur qui a un aspect et une allure caractéristiques.

On rencontre fréquemment, soit dans les travaux, soit à la surface, des sources d'hydrogène sulfuré qui, dès qu'elles arrivent au contact de l'air, se décomposent et laissent déposer du soufre qui ressemble tout à fait au

soufre saponacé qu'on rencontre quelquefois dans les gisements. Ces dépôts actuels n'ont d'ailleurs qu'une importance purement théorique et géologique; c'est à leur existence qu'est due cette opinion répandue que les gîtes de soufre se reforment dans le sein de la terre au fur et à mesure qu'ils sont exploités.

La présence des sources d'hydrogène sulfuré (*acque mentine*) est aussi considérée comme un indice favorable pour la recherche des mines de soufre.

Les couches solfifères reposent ordinairement sur des marnes ou argiles presque toujours très-bitumineuses. Parfois, comme à Racalmuto, le minerai lui-même est imprégné de bitume. L'association des matières bitumineuses au soufre est un fait qui mérite d'être remarqué.

La teneur en soufre du minerai est assez variable. A Madore (Lercara), elle est de 20 p. 100; à Grotta-Calda, de 25 à 27 p. 100; à Sommatino, elle varie de 18 à 26 p. 100 et est de 22 p. 100 en moyenne. A Cimicia (Racalmuto), elle est de 21 p. 100. Ailleurs elle descend à 11 ou 12 p. 100.

§ 4. — Origine des gîtes de soufre.

M. Mottura donne de l'origine des gisements du soufre une explication ingénieuse et qui répond d'une manière très-satisfaisante aux faits observés. En voici le résumé rapide.

Se fondant sur l'origine lacustre des couches du miocène supérieur, situées au-dessous du calcaire à foraminifères, et qui comprennent les bancs solfifères, ainsi que sur la discontinuité en direction de ces derniers, M. Mottura suppose que les gîtes de soufre se sont déposés dans une série de lacs ou de lagunes d'eau douce ou d'eau saumâtre, par suite de la décomposition au contact de l'air des eaux de source chargées de sulfure de calcium. Ce sulfure de calcium proviendrait lui-même de la réduction du sulfate de

chaux en dissolution au contact de matières hydrocarbonées provenant soit d'émanations volcaniques, soit des matières organiques contenues dans les argiles salées du miocène inférieur. Ces émanations d'hydrocarbures ont encore lieu de nos jours, comme le prouve l'existence en plusieurs points, notamment près de Caltanissetta et de Girgenti, des *maccalube* ou volcans de boue, d'eau salée et d'hydrogène carboné. Le sulfure de calcium au contact de l'air donne d'abord un précipité de carbonate de chaux et de l'hydrogène sulfuré qui se combine avec le sulfure de calcium non décomposé pour produire un polysulfure. Celui-ci se décompose à son tour et donne un précipité de soufre et de carbonate de chaux. Le produit final est donc un mélange de carbonate de chaux et de soufre, dans lequel la proportion de cette dernière substance est de 24 p. 100 au maximum. Le mélange de substances étrangères telles que marnes, argiles, sulfate de chaux, sulfate de strontiane, donne au gîte une teneur inférieure à 24 p. 100, ainsi qu'on le vérifie dans la plupart des mines. Il existe pourtant quelques localités, comme à la solfara Caico (Montedoro), à Sommatino, à Riesi, à la Croce (Lercara), à Grotta-Calda, où la richesse en soufre dépasse 24 p. 100. On explique ce fait en admettant qu'après la première décomposition de monosulfure en carbonate de chaux précipité et en polysulfure, un mouvement du sol ou des eaux a porté sur d'autres points du bassin la dissolution de polysulfure, laquelle aurait produit un dépôt de soufre dont la teneur peut atteindre 61,53 p. 100. On n'a jamais trouvé, en effet, de couche renfermant plus de 50 p. 100 de soufre, et il est très-rare que la teneur dépasse 30 p. 100.

Nous n'insisterons pas davantage sur cette explication, qui paraît rendre compte très-exactement de la plupart des faits observés, et nous renvoyons ceux qu'elle pourrait intéresser à la lecture des mémoires déjà cités de M. Mottura.

§ 5. — Dépôts de sel gemme; chlorure de potassium; chlorure de magnésium; sulfate de soude.

Avant de passer à l'exploitation des mines de soufre, nous dirons quelques mots des dépôts de sel gemme qui se trouvent à la partie supérieure du puissant étage d'argiles salées du miocène inférieur.

La zone des amas de sel commence au sud de Nicosia et s'étend jusqu'à Cattolica. La largeur maxima de cette bande est d'environ 20 kilomètres, sa longueur de 120 kilomètres. Les salines ne constituent pas un gisement continu sur tout cet espace. Elles sont concentrées en différents groupes, dont les plus importants sont ceux de Leonforte, de Priolo, petit village au nord de Villarosa, de Cranara et d'Alimena, de Trabona entre Caltanissetta et Marianopoli, de Mussomeli, d'Acquaviva, de Casteltermini, de Racalmuto et de Cianciana.

Le sel est généralement assez pur, surtout à Racalmuto, à Mussomeli et à Leonforte. L'épaisseur des gisements est souvent très-considérable. A la saline de Racalmuto (*fig.* 2, Pl. II) la puissance dépassait 25 mètres et l'on n'avait pas atteint le toit du gisement qui avait été rejoint par le mur. A la grande saline d'Alimena ou de Castrogiovami, on a rencontré dispersés dans la masse de sel des rognons de chlorure de potassium, ordinairement colorés en rose et présentant une structure tantôt fibreuse et tantôt saccharoïde.

Au nord-est de Priolo, près de la saline dite de la Commune de Calascibetta, de même qu'aux environs de la saline de Granara, près d'Alimena, existent deux sources d'eau saturée de chlorure de magnésium et mélangée d'un peu de chlorure de potassium. La première jaillit entre les grès et le sel. M. Mottura suppose que les eaux de pluie qui pénètrent à travers les grès et les poudingues arrivent au contact des bancs de sel gemme au toit desquels doit se

trouver du chlorure de magnésium. Si ce dernier est associé au chlorure de potassium comme dans la carnallite, le sel double se décompose en présence d'une petite quantité d'eau. Le chlorure de potassium reste à l'état solide et le chlorure de magnésium dissous est entraîné à la surface par les eaux de filtration. Aucune recherche n'a été faite en cet endroit pour vérifier s'il y existe réellement du chlorure de potassium associé au chlorure de magnésium; mais il y là un indice intéressant qui mériterait une exploration. Il est certain que la présence du chlorure de potassium en rognons dans certaines salines, ou en dissolution dans les sources dont il a été question tout à l'heure, est de nature à attirer l'attention, surtout après la découverte récente encore des mines de *Stassfurt-Anhalt.* Les salines de Sicile ne sont pas exploitées industriellement; elles sont livrées aux gens du pays qui en tirent le sel nécessaire à leur usage. Il est donc fort possible que les gisements de potasse, s'ils existent, soient restés inconnus, et les travaux sont trop peu développés pour que les rares savants qui ont visité les salines aient pu se rendre un compte exact de l'état des choses.

Sauf à Racalmuto, les exploitations de sel se font à ciel ouvert. Le minerai est ordinairement abattu au pic. Le débouché est très-restreint, non-seulement à cause du manque de voies de transport, mais à cause de l'absence de combustible. Le sel gemme, à moins qu'il ne soit assez compacte pour être débité en blocs destinés à l'alimentation des bestiaux en Hongrie et en Russie, n'est pas accepté dans le commerce, surtout en Orient, où il est ordinairement payé à la mesure et où par conséquent le vendeur a tout avantage à avoir des sels légers occupant un grand volume. Le sel gemme, même parfaitement blanc, se dissout difficilement dans l'eau et est peu propre à l'alimentation domestique. Il doit être raffiné, ce qui ne peut se faire en Sicile, faute de combustible. Il est donc peu probable que,

malgré l'amélioration des voies de communication, les salines puissent jamais soutenir la concurrence des salines maritimes de la côte ouest, Trapani, Marsala, Augusta, etc., et des salines de Sardaigne.

Enfin M. Mottura signale dans la propriété de *Savucco*, sur le territoire de Calascibetta et à Bonpensieri au nord de Montedoro, district de Caltanissetta, deux mines de sulfate de soude. Celles-ci sont situées à la limite méridionale de la zone salifère. Le sulfate de soude est recouvert par des albâtres gypseuses comme le sont fréquemment les gisements de sel. Mais les travaux étant abandonnés depuis longtemps, ce géologue n'a pu les visiter. Quelques échantillons recueillis au contact des albâtres lui ont montré que le sel est très-mélangé de sulfate de chaux contenant 2 1/2 p. 100 d'eau seulement. D'après certains renseignements, il paraît que le sulfate de soude et de chaux constitue des couches et amas considérables, et qu'il devient plus riche et plus pur vers la base des gisements. M. l'ingénieur des mines Fodera a trouvé quelques échantillons purs et bien définis; il a reconnu que leur composition répondait à celle de la glaubérite.

CHAPITRE III.

EXPLOITATION.

§ 1. — Généralités.

L'exploitation des mines siciliennes est encore dans l'enfance et elle est certainement moins avancée que ne l'était celle des mines espagnoles aux premiers siècles de notre ère. Les mineurs ignorent l'usage des puits verticaux, des galeries horizontales, des bois de soutènement; ils ne

savent pas ce que c'est qu'un plan, enfin ils ne connaissent même pas de nom les engins mécaniques les plus simples qui sont employés ailleurs pour l'extraction, l'épuisement et le roulage. Cet état de choses est la conséquence de plusieurs causes, parmi lesquelles il faut compter : la législation ou plutôt l'absence de législation minière; l'ignorance profonde de la population et l'isolement dans lequel elle a toujours vécu, soit par suite du manque de communications à l'intérieur des terres, soit par suite de la situation insulaire de la Sicile; le manque de combustible minéral ou végétal et de bois de construction ou de soutènement. Depuis un petit nombre d'années des étrangers sont venus en Sicile exploiter ou diriger quelques mines de soufre. Ils ont tenté d'y introduire les méthodes rationnelles et les appareils perfectionnés de l'industrie moderne. Ils ont eu à lutter non-seulement contre les difficultés provenant du peu de ressources industrielles du pays et du manque d'ouvriers expérimentés, mais encore et surtout contre la résistance ouverte ou latente de tous les gens du pays, organisés pour la plupart en *camorre* et ne reculant devant aucun moyen pour s'opposer à des changements qui leur sont antipathiques. Aujourd'hui l'exploitation est organisée de telle façon que la fraude peut s'exercer et s'exerce en effet partout sur une vaste échelle. Les méthodes perfectionnées qui comportent une grande précision dans l'appréciation du travail effectué par chaque ouvrier et dans l'évaluation des salaires, en même temps que des habitudes d'ordre, de régularité, de surveillance effective et incessante, sont donc repoussées par toute la population qui vit de l'extraction et du commerce des soufres. Sur les 350 solfares en activité on n'en compte que quatre pourvues d'une galerie d'écoulement servant en même temps au roulage, et pas une seule dans laquelle l'extraction ait lieu par puits verticaux. L'usage des machines à vapeur, pour l'épuisement, commence pour-

tant à se répandre; plusieurs mines appartenant à des sociétés étrangères sont en voie de transformation, et il n'est pas douteux que, grâce à l'extension des chemins de fer, au développement de l'instruction (*) et aux mesures énergiques que le gouvernement italien paraît disposé à prendre pour réprimer les violences sur les personnes (**), grâce enfin à l'approfondissement continu des mines, qui rend l'emploi des anciens procédés de plus en plus difficile, les bonnes méthodes d'exploitation se propagent peu à peu dans l'île. Mais il ne faut pas se dissimuler que le progrès sera très-lent et qu'il serait peu prudent d'espérer des améliorations à bref délai.

§ 2. — Recherches et travaux préparatoires.

Quand les couches de soufre affleurent à la surface et que leur inclinaison ne dépasse pas 45°, on pratique une descenderie dans le gîte même. Si la couche n'apparaît pas au jour, mais que l'existence du *briscale*, des mouches de soufre dans le calcaire du mur ou de sources sulfureuses fasse soupçonner sa présence, on fait ce qu'on appelle une tentative (*tentativo*). Elle consiste dans une galerie inclinée, nommée *buco* (trou) ou *scala* (escalier), qui va rejoindre le gîte, soit par le toit, soit par le mur, à la plus faible distance possible. Le même procédé est employé lorsque l'in-

---

(*) On a fondé, il y a sept ou huit ans, à Caltanissetta, une école de mineurs qui est dirigée par l'ingénieur des mines de la province.

(**) L'institution du jury, qui est ailleurs une garantie d'ordre et de sécurité, a donné en Sicile des résultats déplorables. Quand un crime est commis, on ne trouve pour ainsi dire jamais ni témoins qui consentent à déposer contre un accusé ni jurés qui osent condamner un coupable. La situation est devenue si grave dans ces derniers temps que le gouvernement vient de présenter aux Chambres un projet de loi qui suspend le fonctionnement du jury et qui arme les autorités administratives et judiciaires de pouvoirs exceptionnels.

clinaison de la couche reconnue à ses affleurements dépasse 45°.

Ces galeries inclinées sont pourvues d'escaliers simples lorsque leur pente est inférieure à 30 ou 35°, et, si celle-ci dépasse 35°, d'escaliers doubles disposés de manière que le palier des marches de l'un corresponde à la moitié de la hauteur des marches de l'autre.

L'extraction des matières stériles et, plus tard, celle du minerai quand on l'a rejoint, est faite à dos par des enfants ou des jeunes gens de huit à dix-huit ans, nommés *caruzzi*. Ils portent les gros morceaux directement sur leurs épaules; le menu est renfermé dans des sacs en jonc. Le poids du faix varie de 20 à 40 kilogrammes suivant la force de l'ouvrier. Ce n'est pas sans dangers que ces longues files de caruzzi parcourent les *buchi* étroits et inclinés; il arrive souvent que l'un d'eux laisse tomber sa charge, et si l'inclinaison est forte, ceux qui le suivent sont renversés et blessés.

Quand on rencontre un peu d'eau, on l'épuise avec des bouteilles en terre cuite, de 16 à 20 litres de capacité, qu'on se passe de main en main. Dès que la venue d'eau est sensible, le travail est arrêté; la tentative est abandonnée. On en recommence à côté une seconde qui rencontre ordinairement les même difficultés, et l'on continue ainsi jusqu'à ce que l'explorateur se lasse ou qu'il ait la chance d'atteindre le gîte au-dessus du niveau des eaux.

Les *buchi* pratiqués dans le gypse ou le calcaire se maintiennent généralement sans soutènement. Quand elles traversent les marnes, on les maintient par des revêtements en pierres cimentées par un mortier à base de plâtre. Par suite du manque de combustible, la chaux est d'un prix trop élevé pour qu'on puisse l'employer dans les mines. Le plâtre exigeant pour la cuisson une température plus basse, on l'obtient en chauffant le gypse avec de la paille de froment. Ce plâtre fait prise rapidement et donne im-

médiatement des murs assez résistants, mais qui, sous l'action de l'eau, se désagrégent assez vite et exigent de fréquentes réparations. Ce mode de revêtement devient tout à fait insuffisant quand la galerie traverse les marnes gypseuses qui se rencontrent parfois au mur des couches et qui se gonflent sous l'action de l'humidité. Quand cette circonstance se présente, on est obligé le plus souvent d'abandonner le travail, une maçonnerie à chaux et à sable étant seule capable de supporter les pressions énormes exercées par le terrain.

§ 3. — **Exploitation proprement dite.**

Lorsqu'on a rejoint le gîte par un *buco*, on pratique dans les couches, sans ordre et sans méthode, une série d'excavations plus ou moins vastes suivant la solidité des parois et du toit, en ménageant des piliers qu'on affaiblit autant que possible. Lorsque le gîte est trop puissant pour être pris en une seule fois, on l'enlève par des étages superposés; mais, comme il n'y a point de plans, il est rare que les piliers de deux étages correspondent.

Le toit des couches étant ordinairement formé par de l'argile qui se délite à l'air, on laisse à la partie supérieure une épaisseur de 1 mètre de minerai, qui est généralement assez solide pour garantir à peu près la sécurité des ouvriers. On s'étend ainsi en profondeur et en direction jusqu'à ce que l'on rencontre un dérangement quelconque ou un rejet de la couche, ou que l'affluence des eaux surmonte les moyens imparfaits d'épuisement que l'on possède. Les mineurs siciliens ne savent pas passer un rejet, et dès que la couche s'amincit ou disparaît, ils abandonnent la mine, après avoir enlevé ce qu'ils peuvent extraire sans courir de trop grands dangers, et ils vont établir un peu plus loin un autre *buco*.

On comprend facilement qu'une exploitation conduite de

cette manière a pour conséquence de fréquents éboulements et de nombreux accidents de personnes. A Lercara, il y a eu de 1860 à 1871, entre autres accidents considérables, deux éboulements qui ont enseveli, l'un 37, l'autre 19 ouvriers.

Quand un éboulement a eu lieu, on ouvre à côté une exploitation, et quand on pense que les mouvements de terrain ont cessé, on rentre dans les anciens travaux où l'on enlève ce qu'on peut prendre de minerai, en se garantissant tant bien que mal au moyen de murs en pierres sèches ou à mortier de plâtre. Ainsi la mine de Madore (Lercara) s'est éboulée en 1860, a été reprise en 1865 et s'est effondrée de nouveau presque complétement en 1870. On a repris les travaux en 1871 jusqu'à ce qu'un nouvel accident du même genre vienne les interrompre encore.

§ 4. — Abatage et entretien.

L'abatage se fait ordinairement au pic. Le pic pèse 6 1/2 à 7 1/2 kilogrammes; sa pointe est obtuse. La poudre est rarement employée, surtout dans le minerai riche, à cause du danger d'incendie et aussi à cause de l'ébranlement que produit dans les parois peu solides l'explosion des coups de mine. La fabrication de cette substance étant libre en Sicile, son prix est d'environ 1f,20 le kilogramme. Il est vrai que la qualité laisse à désirer.

Dans des travaux aussi irréguliers, l'incendie ne peut être combattu efficacement. On n'a d'autre ressource que de boucher toutes les ouvertures de la mine et d'attendre que le feu s'éteigne spontanément, ce qui n'a pas toujours lieu. Quand il continue ainsi à se développer lentement, le soufre fond et se réunit dans les parties basses de la mine. On a profité quelquefois de cette circonstance pour obtenir immédiatement de grandes quantités de soufre marchand en se mettant en communication avec le fond des

travaux par une galerie située à un niveau inférieur, et recueillant dans des moules ordinaires le produit fondu.

Les piqueurs, ou *picconieri*, entrent dans la mine vers 6 heures et en sortent avant une heure de l'après-midi; ils font à peine 6 heures de travail effectif par jour. Le nombre des jours fériés étant considérable en Sicile, on ne peut compter sur plus de 250 journées de travail par an. La production journalière d'un piqueur varie de 1^{m^3} à $1^{m^3},33$ et est en moyenne $1^{m^3},15$, pesant 1.400 kilog., ce qui correspond à $0^{m^3},75$ environ de roche en place. Son salaire varie de 2 à 3 lires par jour et est en moyenne de $2^{\text{lires}},50$. Le prix de l'abatage est donc, en moyenne, de $2^{\text{lires}},17$ par mètre cube de minerai extrait, soit $3^{\text{lires}},33$ par mètre cube de vide produit, ou $1^{\text{lire}},78$ par tonne. Quand il y a plus d'un ouvrier dans le même chantier, les *picconieri* sont associés en une ou deux brigades de quatre ou huit mineurs. L'un deux, pris pour chef, reçoit la paye et la partage entre ses camarades.

Le salaire est presque toujours réglé d'après le volume du minerai extrait. L'unité de mesure s'appelle la *cassa* ou caisse; c'est un parallélipipède dont les dimensions varient suivant les localités.

A Lercara et à Sommatino, les dimensions de la caisse sont :

Longueur. . . .	7 palmes	$= 1^m,806$	Volume $2^{m^3},524$
Largeur.	7 —	$= 1,806$	
Hauteur.	3 —	$= 0,774$	

La caisse de Racalmuto a

Longueur. . . .	8 palmes	$= 2^m,064$	Volume $4^{m^3},396$
Largeur.	8 —	$= 2,064$	
Hauteur.	4 —	$= 1,032$	

Dans d'autres localités, le volume atteint 5^{m^3}.

A l'issue de la mine, le minerai est *impostato* ou *accatastato*, c'est-à-dire mis en tas réguliers ayant généralement

la largeur et la hauteur de la caisse et une longueur qui dépend de l'étendue de l'aire dont on dispose. Il y a un tas distinct par chantier ou par brigade de piqueurs associés. L'opération est faite de temps en temps par ces derniers, aidés des manœuvres qui font l'extraction à dos. Dans les intervalles, le minerai est disposé en tas plus ou moins irréguliers, dont l'évaluation approximative (*Sbozzo*) est faite chaque semaine par le *capomaestro* (maître-mineur); celle-ci sert de base aux à-compte hebdomadaires qu'il est d'usage de payer aux mineurs, le mesurage des tas et par suite le règlement définitif des comptes (*aggiusta*) ne se faisant que tous les deux ou trois mois. Les mineurs sont très-habiles à augmenter le volume de l'*impostatura*, en y laissant de grands vides, et il faudrait une surveillance très-attentive et très-honnête, laquelle s'obtient bien rarement, pour éviter les abus. Aussi les exploitants subissent-ils, en général, de ce chef des pertes assez fortes.

Le payement des salaires, évalué d'après le volume du minerai extrait et mis en tas, se prête beaucoup trop facilement à la fraude, et est par conséquent démoralisant. De plus l'*impostatura*, qui revient à 0f,30 par mètre cube, est une opération tout à fait inutile au point de vue de la production du soufre; elle exige que l'exploitant possède des espaces libres suffisants pour qu'on y dépose sur une faible hauteur la production de plusieurs mois; enfin, dès que la pluie tombe avec une certaine force, l'extraction s'arrête, parce que les *caruzzi* refusent de porter le minerai depuis l'ouverture de la *Scala* jusqu'aux tas provisoires où ils le déposent. Ces inconvénients sont la conséquence nécessaire du mode d'extraction à dos d'homme.

Le prix payé par caisse aux mineurs comprend l'abatage, l'extraction, la mise en tas, ainsi que l'huile, l'entretien des outils et les fournitures de poudre, si l'on en fait usage. Le prix est nécessarement variable suivant l'épaisseur des couches, la dureté de la roche, la profondeur des

travaux. A la mine Madore (Lercara) (profondeur moyenne 45 mètres), le prix est de 13 lires par caisse, soit 5^{lires},20 par mètre cube. A Racalmuto (profondeur 35 mètres) 24^{lires},10 à 24^{lires},65 par caisse ou 5^{lires} à 5^{lires},60 par mètre cube. D'après M. Parodi, le prix moyen est de 5^{lires},60 par mètre cube.

Dans quelques mines le salaire, au lieu d'être évalué au moyen du volume du minerai extrait, est payé d'après le nombre de charges de soufre produit. La charge est de deux *balate* ou pains de soufre. Chacun d'eux pèse de 65 à 75 *rotoli* ou 50 à 60 kilogrammes (100 *rotoli* correspondent à 79$^{\text{kilog.}}$,37). Le poids de la charge est donc de 100 à 120 kilogrammes. Le prix varie naturellement comme celui de la caisse, suivant les conditions de l'exploitation, et en outre suivant la richesse du minerai. M. Parodi fixe comme limites assez communes de 3^{lires},50 à 4^{lires},50 par 100 kilogrammes de soufre.

Généralement alors un chef-ouvrier prend l'entreprise d'un ou plusieurs chantiers pour son propre compte, et paye les autres ouvriers soit à la caisse, soit à la journée.

Seulement, comme la fusion n'a lieu le plus souvent qu'au bout de plusieurs mois, le minerai doit toujours être mis en tas (*impostato*) afin de donner une base aux à-compte hebdomadaires payés aux ouvriers. Ce système ne supprime donc pas l'*impostatura*, mais seulement les fraudes auxquelles elle donne lieu. C'est celui que nous avons vu employer à Grotta-Calda. Il a l'inconvénient de livrer non-seulement l'exploitation, mais encore la fusion à une série de petits entrepreneurs qui exploitent leurs ouvriers et qu'il est très-difficile de maintenir dans l'obéissance et de diriger, ces *partitanti* ayant tout intérêt à ne travailler que dans les parties riches, à laisser les parties pauvres des gîtes, et aussi à affaiblir outre mesure les piliers de soutènement.

§ 5. — Transport souterrain et extraction.

Dans toutes les mines de Sicile, sans exception, le transport souterrain se fait à dos, par des passages tortueux, glissants, souvent très-inclinés et à peine garantis des éboulements. Dans quatre mines, ***Montagna Vecchia*** (Aragona), ***San Giovanello*** et ***Montelongo*** (Casteltermini), ***Ercole*** (Sommatino), l'extraction a lieu par wagons circulant dans des galeries horizontales dont les longueurs sont respectivement 160, 400, 120 et 350 mètres. D'après M. Parodi, la dépense de roulage est, par mètre cube, de $0^{\text{lire}},60$, $0^{\text{lire}},97$, $0^{\text{lire}},48$, $0^{\text{lire}},36$; celle du transport intérieur de $1^{\text{lire}},46$, $1^{\text{lire}},40$, $1^{\text{lire}},95$, $0^{\text{lire}},37$; la dépense totale de transport souterrain et d'extraction est donc de $2^{\text{lires}},06$, $2^{\text{lires}},43$, $2^{\text{lires}},43$, $0^{\text{lire}},73$. La capacité des wagons sert de mesure pour la fixation du salaire des ouvriers. On évite ainsi l'*accatastamento*. Dans toutes les autres solfares, l'extraction se fait à dos. Chaque picconiere engage le nombre de caruzzi nécessaire pour transporter au jour le minerai qu'il peut abattre. Les hommes adultes sont rarement employés à ce travail, qui est confié à des enfants ou des jeunes gens dont l'âge varie de 10 et même de 8 à 18 ans. Leur nombre est nécessairement variable suivant leur âge, la profondeur des travaux et la distance à parcourir. On peut compter qu'il faut en moyenne par picconiere produisant $1^{m^3},15$ ou 1.400 kilogrammes de minerai par jour, et pour six heures de travail effectif :

	mètres.	caruzzi.
Quand la profondeur des travaux est de.	30 à 40	1/2 à 2
Pour une profondeur de.	40 à 60	2 à 3
Idem.	60 à 80	3 à 4
Idem.	80 à 100	4 à 5

Ces manœuvres sont payés directement par les ouvriers qui les emploient. Ils portent le minerai depuis le chantier jusqu'à l'aire où il est déposé. Chacun d'eux fait 40, 30,

20 voyages par jour, en portant de 20 à 30 kilogrammes, suivant l'âge.

La dépense de transport souterrain et d'extraction est la plus considérable de toutes celles qui grèvent la production du soufre. Elle pourrait être réduite de plus de moitié par l'emploi du roulage intérieur et extérieur et le percement de galeries horizontales ou de puits munis d'engins mécaniques. Mais il faudrait pour cela que le système d'exploitation fût entièrement changé et que les exploitants eussent les moyens ou la volonté de faire les avances nécessaires pour l'exécution de ces travaux. Le procédé sicilien, s'il est très-coûteux, n'exige, au contraire, aucune mise de fonds. Il est adopté de temps immémorial et permet aux ouvriers comme aux surveillants de se livrer à de nombreuses fraudes. Exploitants et ouvriers s'accordent donc pour repousser toute innovation. On se rendra compte de la ténacité des résistances à vaincre, par cette remarque que bien qu'un assez grand nombre de mines soient exploitées par des sociétés ou des capitalistes continentaux et dirigées par des ingénieurs connaissant leur métier, que plusieurs d'entre elles soient pourvues de puits verticaux et même de machines propres à l'extraction, aucune n'a pu encore être aménagée pour le roulage souterrain et l'extraction par puits. Je citerai comme exemple la mine de Madore, qui possède un puits de 72 mètres de profondeur, muni d'une machine de 40 chevaux, d'un chevalement, de câbles et de tout ce qui est nécessaire à l'extraction. Néanmoins celle-ci se fait tout entièreà dos par les *buchi*, et la machine ne travaille qu'un jour par semaine pour l'épuisement.

Les inconvénients de l'extraction à dos d'homme sont de diverse nature.

1° Elle est très-coûteuse;

2° Elle limite forcément à un faible chiffre la production de la mine, d'abord parce que la circulation des caruzzi

dans les *scale* étroites et inclinées ne comporte qu'un nombre nécessairement réduit de ces porteurs, ensuite parce que le recrutement des enfants ou jeunes gens employés à ce travail est très-difficile et toujours insuffisant.

3° Le manque de manœuvres a conduit les exploitants à admettre dans les travaux des enfants de plus en plus jeunes, dont l'âge descend parfois jusqu'à huit ans. Privés de toute éducation morale et de toute instruction, dressés de bonne heure à la fraude et à la duplicité, et soumis à un travail au-dessus de leurs forces, ces enfants sont atteints dans leur développement moral et physique. Les vices que l'on s'accorde à reprocher aux ouvriers siciliens proviennent en grande partie de la dure condition faite à leur enfance. Les résultats sont aussi déplorables pour le corps que pour l'âme. M. Parodi cite ce fait que sur cent jeunes gens inscrits pour la classe de 1845 dans le district de Caltanissetta plus du tiers ont été réformés pour infirmités contractées évidemment dans les mines.

Quel que soit le système auquel s'arrête le gouvernement pour la réglementation de la propriété minière et de l'exploitation, il est de son devoir de provoquer sans retard les mesures législatives destinées à faire cesser des abus aussi condamnables.

§ 6. — Épuisement.

Quand les couches de soufre sont recouvertes par des argiles imperméables, l'eau ne pénètre guère dans les travaux que par les *buchi* d'extraction qui ont traversé des terrains perméables. Si au contraire le minerai est surmonté de gypses ou de calcaires, les eaux filtrent à travers la masse même du gîte qui devient ainsi aquifère.

Le procédé employé pour l'épuisement des eaux pendant l'exécution des travaux de recherches, et dont il a été question plus haut, est aussi en usage quand l'exploitation est en marche. Il a nécessairement un très-faible rendement.

Dans un certain nombre de mines on a exécuté des galeries d'écoulement ou même des puits verticaux ou inclinés pourvus de machines d'épuisement. D'après M. Parodi il existe treize solfares munies de machines d'épuisement. Mais comme les travaux sont toujours poussés en profondeur suivant l'inclinaison, il arrive bientôt que les chantiers inférieurs ne sont plus desservis par les ouvrages servant à l'épuisement. Les eaux sont alors amenées jusqu'à la galerie d'écoulement ou jusqu'au fond du puits, au moyen d'une série de mauvaises petites pompes en bois qui élèvent l'eau chacune de 2 à 3 mètres de hauteur, et la dépense d'épuisement devient énorme. Les ouvriers (*trombatori*) chargés de la manœuvre des pompes reçoivent un salaire de 1f,70 par jour en moyenne. Les galeries d'écoulement sont toujours fort mal entretenues. La pression des terrains gypseux écrase rapidement les muraillements à mortier de plâtre et la plupart de ces ouvrages sont bientôt hors de service. On peut compter que pour une longueur de 300 à 400 mètres ces galeries coûtent environ 60 lires par mètre courant.

La dépense d'épuisement est nécessairement très-variable; presque nulle dans certaines mines, elle est considérable dans certaines autres, et elle n'est dans ce dernier cas justifiée et rendue possible que par une grande richesse du gîte.

Comme observation générale, on peut avancer que les quantités d'eau affluant dans les travaux sont presque toujours faibles, que si elles sont un obstacle à l'exploitation, cela tient uniquement à la grossièreté des moyens employés pour les épuiser; enfin qu'avec des travaux réguliers et une force mécanique peu considérable, elles peuvent être facilement surmontées, avec beaucoup moins de frais que par les procédés actuels.

§ 7. — Prix de revient de l'exploitation.

Comme exemple de ce que peut coûter l'exploitation, je

donnerai les prix de revient de trois des mines que j'ai visitées en 1871. Je rapporterai ensuite les évaluations de M. Parodi, s'appliquant à la moyenne de l'île.

Mine de Madore. — Quatre couches de 2 à 8 mètres de puissance, inclinées à 45°. Profondeur moyenne des travaux, 45 mètres. La mine emploie 45 piqueurs et 135 enfants pour l'abatage et l'extraction, plus 4 hommes et 12 enfants pour l'entretien des travaux. L'épuisement est fait par un puits vertical muni d'une machine d'extraction de 40 chevaux et de bennes. La machine ne fonctionne qu'un jour par semaine. Le charbon coûtait 57 francs la tonne. La production annuelle est de 14.000 mètres cubes rendant 197.000 quintaux de soufre. Chaque piqueur fournit en moyenne 1^{mc},30 de minerai par jour et reçoit 15 lires par caisse ou 5^{lires},16 par mètre cube de minerai mis en tas. Ce prix comprend son éclairage et celui de ses manœuvres qui coûte environ 0^{lire},40 par jour ou 0^{lire},30 par mètre cube, ainsi que l'entretien des outils qui est d'environ 0^{lire},15, en tout 0^{lire},45 par mètre cube. La mise en tas (*accatastato*) coûte à peu près 0^{f},30. Il reste 4^{lires},41 qui représentent les frais d'abatage, de transport souterrain et d'extraction. La journée du piqueur ressort à 2^{f},50 environ, soit 1^{lire},92 par mètre cube; le transport souterrain et l'extraction reviennent donc à 2^{lires},49.

Le prix de revient de l'exploitation s'établit ainsi :

	par m. cube. lires.	par tonne. lires.
Abatage.	1,92	1,57
Transport souterrain et extraction.	2,49	2,04
Éclairage et entretien des outils. . .	0,45	0,37
Mise en tas.	0,30	0,25
Entretien des travaux, main-d'œuvre et fournitures.	0,51	0,42
Épuisement.	0,30	0,24
Surveillance, direction, frais généraux.	1,10	0,90
Ensemble.	7,07	5,79

Mines de Cimicia. — Deux couches, inclinées à 75°; puissance moyenne, 4 mètres; 17 piqueurs, 54 manœuvres pour l'extraction. La caisse de $4^{mc},4$ est payée $22^{lires},40$. La profondeur moyenne est de 35 mètres. Les parties les plus basses de la mine sont inondées. L'exploitation est faite par des fermiers dont le bail est très-court et qui n'entretiennent les travaux que dans la proportion strictement nécessaire. Production annuelle 5.100 mètres cubes, rendant 9.000 quintaux de soufre.

	par m. cube. lires.	par tonne. lires.
Abatage	2,00	1,64
Transport souterrain et extraction.	2,63	2,15
Éclairage et entretien des outils	0,37	0,30
Mise en tas	0,30	0,25
Entretien des travaux	0,25	0,20
Épuisement	0,20	0,16
Frais généraux	0,50	0,42
Ensemble	6,25	5,12

Mine de Grotta-Calda. — Cette mine, l'une de plus importantes de l'île, est exploitée par une société française. On y fonçait en 1871 un grand puits qui avait atteint 108 mètres de profondeur et devait être poussé jusqu'à 140 mètres. Ce puits est muni d'une forte machine d'extraction à détente et à condensation. Il ne communiquait pas encore avec les travaux, mais l'épuisement qu'on y faisait pour le fonçage asséchait en même temps la mine. La venue d'eau était de 250 litres par minute. On n'exploitait encore que les anciens travaux, jusqu'à près de 100 mètres de profondeur, à la manière sicilienne. La couche, inclinée à 30°, a 12 mètres d'épaisseur, en trois bancs séparés par des intervalles stériles de 1 à $1^m,50$. Chaque banc est exploité séparément; on laisse 1 mètre de minerai au toit. La mine occupe 55 piqueurs, et 220 manœuvres pour l'extraction. La production annuelle était en 1871 de

16.000 mètres cubes, rendant 34.000 quintaux de soufre. Elle a dû beaucoup augmenter depuis.

	par m. cube.	par tonne.
	lires.	lires.
Abatage	2[l],16	1,76
Transport souterrain et extraction	4,17	3,40
Éclairage et entretien des outils	0,45	0,37
Mise en tas	0,25	0,20
Entretien des travaux	0,75	0,61
Surveillance et frais généraux sur place	1,50	1,21
Ensemble	9,28	7,55

Ces chiffres ne comprennent pas l'épuisement, les dépenses de fonçage du puits, ni l'intérêt du capital engagé.

Prix de revient moyen. — D'après M. Parodi, le prix de revient moyen par tonne pour toute l'île est le suivant :

	lires.
Abatage	1,70
Extraction	2,00
Huile et outils	0,40
Mise en tas	0,20
Entretien des travaux	0,60
Épuisement	0,20
Surveillance	0,28
Ensemble	5,58

A ces chiffres il faut ajouter :

	lires.
1° Les dépenses générales d'administration et l'intérêt du fonds de roulement	0,57
2° L'impôt, environ 0,30 par quintal de soufre	0,43
3° L'amortissement du capital engagé	0,14
Ensemble	1,14

Ce qui porte le prix de revient moyen à 6[f],52.

Ces chiffres, qui représentent les dépenses moyennes pour l'île entière, sont ceux que donnerait l'exploitation d'une solfare dont les travaux auraient une profondeur de 40 à 50 mètres, ayant peu d'eau à épuiser et produisant annuellement de 4.000 à 5.000 mètres cubes de minerai.

§ 8. — Améliorations à introduire dans l'exploitation.

Le prix de revient dont nous venons de donner les éléments est certainement très-peu élevé, et l'on ne peut guère espérer le diminuer sensiblement, au moins dans les mines peu profondes et peu aquifères, par l'emploi des méthodes perfectionnées. Celles-ci comportent en effet l'immobilisation d'un capital relativement considérable, dont l'intérêt et l'amortissement augmentent notablement les frais généraux, des dépenses d'entretien du matériel et des travaux bien plus grandes, dans la plupart des cas l'usage des remblais amenés de l'extérieur, enfin des frais de surveillance et de direction bien plus élevés, de sorte que l'économie réalisable sur le transport souterrain et l'extraction serait à peu près compensée par l'augmentation des dépenses afférentes aux autres articles. Si donc on s'en tenait uniquement à ce point de vue, qui est d'ailleurs celui de la plupart des exploitants siciliens, travaillant sur des mines qui ne leur appartiennent pas et qu'un bail à court terme les forcera bientôt d'abandonner, on pencherait en faveur du *statu quo*. Mais si l'on tient compte de la valeur du minerai perdu dans les éboulements et les vieux travaux et dont la quantité peut être évaluée aux trois cinquièmes de la quantité totale exploitée; si l'on considère que les gisements de soufre, bien que très-nombreux, sont loin d'être indéfinis; que la faible dépense de l'exploitation sicilienne n'est obtenue qu'au prix d'un gaspillage effréné des gîtes et de dangers permanents pour les ouvriers; qu'elle est rapidement arrêtée par l'approfondissement des travaux, l'affluence des eaux ou les éboulements; qu'elle n'assure par conséquent à chaque mine qu'un avenir extrêmement précaire, on ne tarde pas à revenir de cette première impression et à reconnaître la nécessité de recourir aux méthodes rationnelles, qui permettent l'enlèvement à peu près complet des gîtes à toute profondeur.

Voici, dans ses traits principaux, comment devrait être conduite l'exploitation régulière des gîtes de soufre.

On devrait proscrire résolûment l'extraction à dos d'homme et faire le sortage soit par des galeries horizontales soit par des puits. Jusqu'aux profondeurs de 60 mètres environ, dans les couches ne donnant que très-peu d'eau et pour une faible production, on pourrait employer des puits descendant suivant l'inclinaison du gîte et desservis par des baritels à chevaux. L'extraction par les moteurs animés serait d'ailleurs conservée avantageusement dans la plupart des cas et, à moins de venues d'eau considérables, jusqu'à 80 mètres de profondeur. Au delà il faudra bien recourir aux moteurs à vapeur; mais ils présentent en Sicile de graves inconvénients et en général on ne doit les employer qu'à la dernière extrémité. Le combustible est très-cher à cause du manque de voies de transport et coûte en moyenne de 65 à 70 francs la tonne. L'eau propre à l'alimentation des chaudières est rare et il arrive bien souvent qu'on doit la faire venir de loin et à grands frais. Enfin il n'existe en Sicile qu'un seul établissement de construction et de réparation de machines : c'est la fabrique d'*Oretea* située à Palerme et appartenant à Mrs Florio et Cie. La moindre réparation est donc non-seulement très-coûteuse par elle-même, mais encore amène des arrêts et des pertes de temps considérables. Il convient du reste de remarquer que dans un avenir peu éloigné, par suite de l'extension du réseau de chemins de fer, un grand nombre de solfares se trouveront dans le voisinage plus ou moins immédiat d'une ligne ferrée et pourront par conséquent s'approvisionner bien plus facilement qu'auparavant.

Le gîte étant atteint soit par un puits, soit par une galerie d'extraction et d'écoulement, quelle méthode d'exploitation convient-il d'adopter?

Les couches solfifères ont presque toujours une inclinaison supérieure à 30°. Les plus minces que l'on exploite ont

2 mètres d'épaisseur. Mais ce cas est rare : ordinairement les gîtes ont une épaisseur supérieure à 4 mètres et celle-ci atteint parfois 30 mètres. Ils sont alors presque toujours divisés en bancs de 3 à 4 mètres par des lits de marne non consistante qui ne peuvent servir de toit dans une exploitation par tranches et doivent être exploités avec le reste de la masse, en fournissant ainsi une certaine quantité de remblai. Le toit proprement dit est très-peu solide. Enfin les bois de mine sont extrêmement rares et l'exploitation doit être conduite de manière à n'exiger presque aucun boisage. Ces deux dernières circonstances excluent toute méthode d'exploitation comportant un dépilage sans remblais, même pour les couches peu épaisses.

Il n'y a à notre avis que deux procédés admissibles en Sicile, ou l'exploitation par galeries et piliers abandonnés, ou celle qui comporte l'enlèvement du gîte tout entier ou presque tout entier au moyen de remblais complets fournis en majeure partie par l'extérieur. Le premier ne serait que l'ancienne méthode sicilienne plus ou moins régularisée; à cause de la nécessité de conserver au toit une certaine épaisseur de minerai, il ne permet guère d'enlever plus de la moitié du minerai aménagé, et celui-ci a trop de valeur pour être ainsi gaspillé. Il faut donc recourir à l'emploi des remblais.

Les mines siciliennes se trouvent à cet égard dans une situation favorable, le traitement du minerai fournissant en abondance des résidus stériles (*ginese*), très-propres au remblayage. La teneur en soufre des roches solfifères étant en moyenne de 20 p. 100 leur volume après la fusion peut être évalué aux 80 centièmes du volume primitif, ce qui, avec le foisonnement et les débris du triage, est plus que suffisant pour remplir les vides produits. Ce *ginese* est formé de calcaire plus ou moins argileux et mélangé de gypse; par suite de la température à laquelle il a été soumis, il a subi une cuisson et fait parfois légèrement prise

avec l'eau. Il se tasse bien, durcit sous la pression et constitue par conséquent un bon remblai, ne nécessitant d'autre dépense que celle du transport jusqu'au chantier et de la mise en place, que l'on peut évaluer à $0^f,75$ par mètre cube. Il faudra de plus maintenir ces remblais au moyen de petits murs en pierres sèches provenant des couches calcaires qui se trouvent souvent dans le voisinage des bancs solfifères, mais qui parfois aussi devront être apportées d'une certaine distance. On peut admettre que ces pierres reviendront à $3^f,50$ le mètre cube, à l'entrée de la mine, à $4^f,25$ mises en place, et qu'il en faudra au plus $\frac{2}{10}$ du volume total du remblai. Le prix de revient du mètre cube de remblai en place sera donc :

$$\frac{8}{10}\,0,75 + \frac{2}{10}\,4,25 \text{ ou } 1^f,45.$$

Le mètre cube du minerai en place pèse environ 1.800 kilogrammes; le remblayage le plus soigné exige que l'on remplisse seulement les 0,80 du vide produit. La dépense de remblayage par tonne de minerai sera donc de

$$\frac{0,80 \,.\, 1,45}{1,8} = 0^f,65.$$

Le principe du remblayage étant admis, la méthode d'exploitation à employer sera, suivant l'épaisseur du gîte, ou la méthode consistant dans le découpage préalable du gîte en piliers longs avec dépilage fait en battant en retraite, ou bien, dans les gîtes puissants, la méthode dite en travers. Quant aux détails de l'exploitation, ils dépendent naturellement des circonstances locales, et c'est l'expérience seule qui doit les indiquer.

On peut chercher à se rendre compte de ce que coûterait l'exploitation régulière d'une solfare placée dans les conditions moyennes qui seront bientôt celles de la plupart des mines de Sicile, c'est-à-dire ayant à extraire d'une pro-

fondeur de 80 à 100 mètres par un puits vertical, 25.000 tonnes de minerai par an ou 100 tonnes par jour et 1 hectolitre d'eau par minute ou 210 mètres cubes par jour de travail.

Le puits sera muni d'une machine de 40 chevaux à détente variable et à condensation qui consommera environ 4 kilogrammes de charbon par cheval effectif et par heure, soit, pour un travail total de 31 millions de kilogrammètres, 460 kilogrammes de charbon par jour. Les frais d'extraction et d'épuisement seront par jour, en supposant que le charbon coûte 65 lires la tonne :

	lires.
Charbon 460 kilogrammes à 65 lires o/oo. . .	29,90
1 machiniste et un aide-machiniste.	12,00
2 chauffeurs.	7,00
3 receveurs (dont 1 pour l'épuisement). . . .	9,00
Entretien de la machine (80 lires par cheval et par an).	12,80
Entretien des câbles (300 mètres de câbles pesant 3 kilogrammes le mètre, valant 1f,30 le kilogramme et durant un an et demi. . .	3,10
Entretien des appareils accessoires (bennes, cages, etc.).	3,00
Ensemble.	76,80

ou 0l,77 par tonne.

Le personnel de direction se composera d'un ingénieur, d'un maître mineur, de deux surveillants, de deux comptables, et coûtera environ 18.000 francs par an.

Le prix de revient général sera le suivant :

	lires.
Abatage.	1,70
Roulage intérieur à 100 mètres de distance en moyenne.	0,20
Extraction et épuisement.	0,77
Remblayage.	0,65
Éclairage, entretien du matériel et des outils.	0,50
Entretien des travaux et travaux neufs. . . .	1,00
Direction locale.	0,72
Ensemble.	5,54

Au chiffre de 5^{lires},54, il convient d'ajouter :

1° Les frais d'administration générale, environ	0,40
2° L'intérêt à 6 p. 100 du fonds de roulement, soit 0,03.5,94.	0,18
3° Les impôts.	0,43
4° L'intérêt et l'amortissement du capital engagé évalué à 200.000 francs.	1,00
Soit.	2,01

Le prix de revient final ressort ainsi à 7^{lires},55.

Il est supérieur d'environ 1 lire au prix de revient moyen actuel donné par M. Parodi. Mais il faut considérer que nous avons supposé une exploitation se faisant à 100 mètres de profondeur et comportant un épuisement relativement considérable.

CHAPITRE IV.

TRAITEMENT DU MINERAI DE SOUFRE.

§ 1. — Généralités.

Le soufre jouissant de la propriété de fondre à une température peu élevée, il semble au premier abord qu'il est aisé d'obtenir la séparation de ce métalloïde et de la gangue calcaire ou marneuse à laquelle il est mélangé, en chauffant simplement le minerai brut au delà du point du fusion du soufre, c'est-à-dire au delà de 115°. Mais on rencontre dans ce traitement des difficultés toutes particulières provenant de la manière dont se comporte le soufre fondu. On sait en effet que ce corps ne reste bien liquide qu'autant que la température est inférieure à 160° ; au delà il devient pâteux, pour ne reprendre une semi-fluidité qu'aux environs de 400°, température à laquelle il entre en ébullition. Pour que la séparation de la gangue et du soufre soit bien complète, il

est nécessaire que ce dernier soit bien fluide et par conséquent que la température à laquelle on porte le minerai reste comprise entre les limites très-peu étendues de 111° et 160°; on conçoit qu'il n'est pas facile de réaliser cette condition, soit qu'on chauffe la masse elle-même en brûlant une partie du soufre qu'elle contient, par une opération analogue à celle de la carbonisation du bois, soit qu'on place le minerai dans des vases chauffés par un foyer extérieur. Jusque dans ces dernières années on n'était parvenu par aucun des procédés usités ou expérimentés à régler la température à laquelle était portée la masse du minerai. De plus, la cherté extrême du charbon en Sicile avait conduit la totalité des exploitants à employer comme combustible le minerai lui-même dans les appareils dits *calcaroni*, de sorte que le traitement comportait des pertes énormes, lesquelles, dans certains cas, s'élevaient jusqu'à 50 p. 100 du soufre contenu.

Dans son rapport sur les produits chimiques à l'Exposition universelle de 1867, M. Balard avait proposé de chauffer le minerai dans une solution saline ne bouillant qu'à une température élevée, les eaux mères des salines de Sicile pouvant servir à cet usage. Cette idée, qui paraît réalisable, n'a point été mise à exécution.

On a proposé aussi de dissoudre le soufre contenu dans le minerai au moyen du sulfure de carbone. Mais le prix de cet agent chimique, les difficultés et les dangers que présente sa manipulation, le soin avec lequel doivent être construits les appareils destinés à le contenir, doivent faire écarter ce procédé.

Enfin, vers 1868, on a essayé pour la première fois en Sicile un procédé imaginé par M. Thomas Payen et qui paraît avoir résolu industriellement la question. Il consiste essentiellement à employer, comme agent de transmission de la chaleur, de la vapeur d'eau à la pression de 4 à 5 atmosphères et dont la température ne peut par consé-

quent dépasser 152°. Cette méthode de traitement commence à se répandre, et il est à présumer que les appareils à vapeur remplaceront peu à peu les calcaroni, comme les méthodes régulières se substitueront progressivement aux procédés barbares usités jusqu'ici dans l'exploitation des mines siciliennes.

§ 2. — Fusion au calcarone.

Le calcarone est une sorte de fosse circulaire ou elliptique en maçonnerie dont le fond est incliné de 10° à 15°. La profondeur moyenne est de $\frac{1}{4}$ à $\frac{1}{5}$ du diamètre. Celui-ci varie de 5 à 18 et même 20 mètres. La maçonnerie est faite en moellons cimentés avec un mortier à base de plâtre et revêtue intérieurement d'un enduit bien lisse en plâtre. Son épaisseur est naturellement plus grande du côté antérieur où la hauteur est plus grande. Dans cette partie qui correspond à la région la plus profonde, on ménage une ouverture rectangulaire dite la *morte* qui a 1 mètre à 1^m,50 de hauteur sur 0^m,25 à 0^m,50 de largeur. Cette ouverture est fermée ensuite par une maçonnerie peu épaisse dans l'axe de laquelle on ménage de petites ouvertures bouchées avec de l'argile. En avant de la *morte*, on aplanit le sol extérieurement et l'on élève un appentis pour abriter les ouvriers qui feront la fusion.

La sole est faite avec les résidus des opérations antérieures (*ginese*) très-fins et fortement battus. Elle devient ainsi imperméable au soufre; souvent, par précaution, on forme le fond d'une assise de maçonnerie que l'on recouvre d'une couche de *ginese*. Le minerai est placé à l'intérieur de la fosse et la dépasse extérieurement de 3 à 4 mètres en formant un tronc de cône dont la base a pour diamètre le diamètre intérieur du calcarone et dont les génératrices sont inclinées suivant le talus naturel des terres.

Le volume du minerai que l'on peut traiter dans un cal-

carone est donc égal au volume du cylindre tronqué inférieur (*il fosso*) augmenté du volume du tronc de cône supérieur (*la colmatura*). Il est extrêmement variable; on trouve des calcaroni de 25, 50, 120, 450 et même 1.200 mètres cubes. Les petites dimensions sont surtout employées là où l'on peut fondre toute l'année; les grandes, sur les mines qui sont entourées de terres cultivées et qui, à cause de l'action délétère exercée par les vapeurs sulfureuses sur la végétation, ne peuvent fondre que pendant l'hiver. Les dimensions les plus favorables paraissent être celles qui donnent une capacité de 200 à 300 mètres cubes.

Les *fig.* 5 et 6, Pl. II, représentent un calcarone de 1.200 mètres cubes que nous avons vu à Lercara. Sa construction a coûté 3.380 lires, soit $2^{\text{lires}},82$ par mètre cube.

A Grotta-Calda, un calcarone de 127 mètres cubes ayant les dimensions suivantes :

	mètres.
Hauteur minimum.	1,20
— maximum.	3,50
Diamètre.	7,00
Hauteur de la charge au-dessus de la maçonnerie.	1,50

a coûté 750 lires, soit $5^{\text{lires}},90$ par mètre cube.

Pour charger un calcarone, on commence par disposer en avant de la morte une sorte de voûte en pierres calcaires, puis on étend sur le fond un lit de minerai en gros morceaux. Par-dessus, on étend le minerai, en réservant les gros morceaux pour le centre et disposant les menus fragments vers la périphérie. On élève ainsi le tas jusqu'au niveau de la fosse; on le continue en lui donnant une forme tronconique et mettant toujours les gros morceaux au centre. On réserve en outre vers la circonférence des cheminées verticales au moyen de gros blocs et l'on remplit le reste de minerai menu. On recouvre le tronc de cône par une couche de $0^{m},06$ à $0^{m},25$ de *ginese*. Cette couverture est d'autant moins épaisse que le minerai est

plus menu et la saison plus sèche. En hiver, on doit l'augmenter pour empêcher l'humidité de pénétrer dans l'intérieur de la masse.

On met le feu par les cheminées verticales. Au bout de huit ou dix heures, il s'est suffisamment étendu; on bouche avec soin toutes les ouvertures et l'on abandonne le calcarone à lui-même. Au bout de sept à huit jours, de petits dégagements d'acide sulfureux et de vapeur d'eau commencent à se produire à travers la chemise. Il faut alors suivre la marche de la fusion avec le plus grand soin et veiller en particulier à ce que la *morte* soit toujours relativement froide et à ce que la chaleur se propage régulièrement de haut en bas et d'arrière en avant du calcarone. De cette manière, à mesure que le soufre fond, il se rend dans les parties les plus froides, où il n'est pas exposé à brûler. On règle la combustion en augmentant ou en diminuant l'épaisseur de la chemise dans les parties où l'on veut activer ou ralentir le feu. Si la *morte* est trop chaude, le soufre fondu brûle en partie, la température s'élève beaucoup. La matière fondue devient visqueuse et les pertes sont considérables; on renforce alors l'épaisseur de la chemise à la partie antérieure et l'on jette même de l'eau dans l'intérieur de l'appareil. Si la température de la masse est trop basse, le soufre se fige et bouche les interstices des pierres qui forment voûte en avant de l'ouverture; le soufre reflue à l'intérieur et est exposé à brûler. La conduite de l'opération est en somme assez délicate et le rendement dépend beaucoup de l'habileté et du soin des hommes qui la dirigent, en même temps que du bon chargement, de la nature du minerai et des circonstances atmosphériques.

Un chargement bien fait augmente le rendement de 10 p. 100. Le minerai calcaire ou argileux en morceaux est le meilleur; quand il y a beaucoup de menu, le produit est moins abondant et de qualité inférieure. La gangue

gypseuse donne de très-mauvais résultats parce qu'une notable partie de la chaleur obtenue par la combustion du soufre est employée à vaporiser l'eau de combinaison du gypse et qu'il se produit aussi un peu de sulfure de calcium qui noircit le soufre. Il en est de même quand le minerai est chargé humide. Enfin, le vent accélère la marche de l'appareil, tandis que la pluie le retarde en augmentant la consommation de soufre. On doit donc éviter de charger les calcaroni par la pluie, et comme, d'un autre côté, le temps pendant lequel on peut fondre est limité à quelques mois à cause des dégâts subis par la végétation, on est forcé d'accumuler les minerais sur de vastes espaces, pour n'en retirer les produits que longtemps après qu'ils ont été extraits.

Quand le bas du calcarone est rempli de soufre fondu (*olio*), ce que l'on constate facilement au moyen des petites ouvertures ménagées dans la *morte*, on procède à la fusion en faisant couler le soufre dans des moules en forme de tronc de pyramide, appelés *gavite*. Le pain de soufre ou *balata* pèse de 50 à 60 kilogrammes. La fin de l'opération est annoncée par l'arrivée du feu jusqu'à la *morte* et par le changement de couleur du soufre qui devient brun, à cause de la température plus élevée à laquelle il se trouve et des impuretés qui se sont ramassées vers le fond.

La durée d'une opération varie naturellement avec les dimensions du calcarone. Voici quelques chiffres recueillis à Lercara :

Un calcarone de 255 mètres cubes, mis en feu le 22 juillet au matin, a commencé à couler le 13 août à quatre heures et demie de l'après-midi et a cessé le 30 au matin, soit 23 jours pour la fusion et 17 jours pour la coulée.

Le même, avec 227 mètres cubes, mis en feu le 7 septembre, a exigé 20 jours pour la fusion et 14 pour la coulée.

Le même, avec 225 mètres cubes, mis en feu le 28 oc-

tobre, n'a exigé que 15 jours pour la fusion et 14 pour la coulée.

Un autre appareil, de 825 mètres cubes, mis en feu le 24 juillet, a commencé à couler le 19 août et a cessé le 28 août, soit 26 jours pour la fusion et 9 pour la coulée.

Le même, avec 855 mètres cubes, mis en feu le 26 septembre au soir, a demandé 31 jours de fusion et 17 jours et demi de coulée.

Ces chiffres sont plus faibles que ceux que donne M. Parodi et qui sont les suivants :

	jours.
Pour un calcarone de 50 à 60 caisses (125 à 150 m. c.), l'opération est en moyenne de. . .	30 à 35
— de 200 à 250 caisses (500 à 625 m. c.). .	50 à 60
— de 400 à 500 caisses (1.000 à 1.225 m.c.).	80 à 90

En tenant compte du temps nécessaire au refroidissement et des interruptions provenant de ce que l'on ne peut charger par la pluie, on trouve que dans un calcarone de 500 caisses, coûtant 3.000 lires, on ne fera qu'une fusion et l'on traitera 500 caisses de minerai par an;

Dans un calcarone de 200 à 250 caisses, coûtant 1.700 lires :

3 fusions. . . . . 700 caisses;

Dans un calcarone de 100 caisses, coûtant 800 lires,

6 à 8 fusions. . . . . 700 caisses.

Dans le traitement au calcarone, la perte de soufre doit être proportionnellement plus grande pour les minerais pauvres que pour les minerais riches. Mais bien peu d'exploitants cherchent à se rendre compte de la teneur réelle de leurs minerais, de leur rendement, et les expériences manquent.

A Grotta-Calda, où le minerai tient en moyenne 260 kilogrammes de soufre par tonne, on obtient 170 kilogram-

mes, ce qui représente une perte de 34,6 p. 100. Ce rendement est satisfaisant; il est dû aux soins apportés au chargement des appareils et à la nature favorable de la gangue.

Théoriquement, avec un minerai tenant 25 kilogrammes de soufre, 70 kilogrammes de calcaire marneux et 5 kilogrammes d'eau hygrométrique, en supposant que la température ne dépasse pas 150°, on ne devrait brûler que $3^k,5$ de soufre, soit $\frac{1}{7}$ de la quantité contenue. Pratiquement la perte est du tiers et atteint fréquemment des deux cinquièmes; la différence provient des pertes par volatilisation, par liquéfaction incomplète, de la chaleur perdue par conductibilité ou par rayonnement, et enfin de ce que la température est en beaucoup de points de la masse bien supérieure à celle qui est strictement nécessaire pour la fusion.

Frais de fusion. — Le chargement et le déchargement des calcaroni est donné à prix fait.

A la mine de Madore, huit hommes et soixante enfants sont occupés à ce travail, qui leur est payé $2^{lires},12$ par caisse, soit $0^{lire},84$ par mètre cube.

A Grotta-Calda, l'opération coûte $2^{lires},50$ par caisse de $3^{mc},4$ ou $0^{lire},74$ par mètre cube.

A Racalmuto, on paye $2^{lires},50$ par caisse de $4^{mc},4$, soit $0^{lire},57$ par mètre cube.

D'après M. Parodi, la dépense est en moyenne de $1^{lire},50$ à $1^{lire},60$ par caisse ou $0^{lire},60$ à $0^{lire},65$ par mètre cube.

La fusion est confiée à des ouvriers spéciaux appelés *arditori*, que l'on paye de $0^{lire},55$ à $0^{lire},65$ par caisse, ou $0^{lire},22$ à $0^{lire},26$ par mètre cube.

On a de plus à fournir les moules ou *gavite* dont un tiers environ doit être renouvelé à chaque opération.

Comme frais généraux, il y a les réparations aux calcaroni, qui sont très-peu importantes, et le salaire d'un ou de plusieurs gardes destinés à empêcher les vols de soufre.

Le prix de revient de la fusion, rapporté aux 100 kilogrammes de soufre, est le suivant :

	MADORE. — Rendement 12 p. 100.	RACALMUTO. — Rendement 14,6 p. 100.	GROTTA-CALDA. — Rendement 17 p. 100.
	lires.	lires.	lires.
Chargement et déchargement des calcaroni	0,57	0,32	0,27
Frais de fusion (main-d'œuvre et fournitures	0,18	0,15	0,15
Frais généraux (surveillance, entretien et amortissement en dix ans du calcarone)	0,13	0,08	0,06
Ensemble	0,88	0,55	0,48

M. Parodi admet, pour le prix moyen de la fusion, le chiffre de $0^{lire},53$.

Le prix du quintal de soufre sur les mines est donc le suivant :

		lires.
A Madore. . .	833 kilogr. de minerai à $5^{lires},97$ o/oo. . . .	4,97
	Fusion.	0,88
	Redevance aux propriétaires 14 kilogr. de soufre valant sur la mine $10^{lires},10$ les 100 kilogr.	1,41
	Total.	7,26
A Cimicia. . .	685 kilogr. de minerai à $5^{lires},12$ o/oo. . .	3,51
	Fusion	0,55
	Redevance au propriétaire 30 kilogr. de soufre valant sur la mine 8 lires. . . .	2,40
	Total.	6,46
A Grotta-Calda.	588 kilog. de minerai à $7^{lires},55$ o/oo. . . .	4,48
	Fusion.	0,48
	Total.	4,96

non compris la redevance au propriétaire du sol.

En moyenne, d'après M. Parodi,

700 kilog. de minerai à 6^{lires},52 o/oo.	4,57
Fusion.	0,53
Redevance au propriétaires du sol.	1,50
Total.	6,60

Le chiffre de 1,50 auquel M. Parodi évalue la redevance au propriétaire du sol nous paraît trop faible. En effet, le soufre valant sur la mine au minimum 11 lires, moins les frais de transport et d'embarquement qui sont en moyenne de 2,80, une redevance de 1,50 représente une quantité de soufre égale à $\frac{1,5}{8,2}$ ou 18 kilogrammes, c'est-à-dire 18 p. 100 du produit brut. Or la redevance est presque toujours supérieure à ce chiffre et on doit l'estimer en moyenne à 25 o/o du produit brut. Le soufre valant 8^{lires},20 sur le carreau, on voit que la redevance de 25 o/o équivaut à 8,20.0,25 ou 2^{lires},05. Le bénéfice de l'exploitant est seulement de 1^{lire},05. Le bénéfice réalisé sur l'ensemble du soufre produit en Sicile n'est donc pas réparti à peu près également entre le propriétaire et l'exploitant comme le dit M. Parodi. La part du propriétaire est double de celle de l'exploitant, et il est évident que cette proportion n'est pas équitable.

On peut estimer que par la méthode d'exploitation usitée en Sicile, on ne retire pas plus des deux cinquièmes du minerai existant dans les gîtes; la perte au calcarone est de 35 p. 100 au moins du soufre contenu dans le minerai extrait. La quantité de soufre produit n'est donc que de 26 p. 100, soit environ le quart de celui que renferment les gîtes et que pourraient donner une exploitation bien conduite et un mode de traitement rationnel. On voit par là à quel point les exploitants siciliens gaspillent une matière précieuse, dont les gisements sont loin d'être indéfinis.

Outre la perte de soufre considérable qu'il occasionne, le traitement des minerais par les calcaroni présente l'in-

convénient grave de produire des torrents d'acides sulfureux qui sont extrêmement nuisibles à la végétation. Aussi a-t-on dû apporter des restrictions à l'emploi de ces appareils. Les calcaroni dans lesquels on veut fondre toute l'année doivent se trouver à 200 mètres au moins des habitations et à 100 mètres des terrains cultivés; ceux qui sont établis à des distances moindres ne peuvent fondre que du 1er août au 31 décembre. Ces mesures ne protégent qu'imparfaitement les récoltes, mais elles causent un préjudice sérieux aux exploitants de soufre, qu'elles obligent à entasser sur de vastes espaces tout le minerai extrait du 1er janvier au 1er août, ce qui représente une immobilisation de capitaux assez considérable.

Enfin un point important qu'il importe de signaler, c'est que le calcarone ne peut être employé pour les minerais très-pauvres contenant moins de 15 p. 100 de soufre. La perte devient alors tellement considérable que le produit est insuffisant pour couvrir les dépenses.

§ 3. — Fusion à la vapeur.

L'appareil dont nous donnons le dessin, *fig.* 7, Pl. II, est celui que nous avons vu fonctionner en 1871 à Lercara. Il se compose de deux parties, l'une fixe, l'autre mobile. La première est formée d'une chaudière cylindrique verticale en tôle de fer de 1m,20 de diamètre et de 3m,20 de hauteur, portée sur quatre colonnes en fonte et ajustée à ses deux extrémités sur deux couronnes en fonte. La couronne supérieure porte trente-huit échancrures dans lesquelles on peut faire mouvoir autant de boulons tournant autour des axes *pp*. Ces boulons servent à fixer sur la couronne, par l'intermédiaire d'un joint en caoutchouc, un couvercle en fonte B, que l'on peut enlever, une fois l'opération terminée, au moyen d'un crochet et d'un petit treuil porté sur un chariot qui roule sur deux rails placés au-dessus. La cou-

ronne inférieure porte quarante-quatre échancrures semblables dans lesquelles passent les boulons qui fixent la partie mobile dont il sera question ci-après. A l'intérieur du cylindre est un tube en tôle légèrement conique, de 1 mètre de diamètre moyen; il est percé de trous, ouvert à la partie supérieure et fermé à la partie inférieure par deux grilles ayant la forme d'une demi-circonférence, qui peuvent se mouvoir autour des charnières *aa*, et qui sont maintenues par des crochets non figurés dans le dessin.

La partie mobile se compose d'un creuset en fonte (*caldarina*) entouré d'une enveloppe en tôle de fer avec fond plat en fonte; le tout est relié à une couronne en fonte portant quarante-quatre boulons qui permettent de relier ensemble les deux parties de l'appareil. Quand on desserre les boulons, la partie mobile vient s'appuyer sur un chariot V qui se meut sur deux rails. Des tuyaux non figurés sur le dessin et munis de robinets amènent la vapeur dans le cylindre supérieur et dans l'enveloppe du creuset. Un manomètre indique la pression à l'intérieur de l'appareil.

Les wagons de minerai arrivant par la voie M sont poussés sur un truck qui se meut sur une voie transversale T, et qui les amène pour le chargement devant chacun des appareils. Le couvercle étant enlevé, on jette le minerai dans le tube intérieur en commençant par les plus gros morceaux. Le tube reçoit par opération une caisse et un quart ou $2^{mc},84$ de minerai, bien que sa capacité ne soit que de $2^{mc},5$. La différence provient de ce que le minerai est toujours mis en tas par les ouvriers de manière à ménager beaucoup de vides, tandis que le tassement dans l'appareil est complet. La charge est donc de 3.500 kilogrammes. On met le couvercle en place ainsi que le creuset, et l'on donne la vapeur. Dans une opération à laquelle j'ai assisté, la marche de l'opération a été la suivante :

	atmosph.
Pression dans la chaudière.	4 1/2
A 2 heures 3/4 mise en pression de l'appareil.	1 1/4
A 3 heures.	2
A 3 heures 1/4.	2 3/8
A 3 heures 1/2.	3 1/2
A 3h,37.	3 3/4

A ce moment le soufre commence à couler. Pour compléter la fusion, on a dû laisser encore la vapeur agir pendant trois quarts d'heure, ce qui porte à 1 heure 3/4 le temps nécessaire pour la séparation entière de la gangue et du soufre et la réunion complète de celui-ci dans le creuset.

Quand la fusion est terminée, on ferme l'arrivée de vapeur, on met l'appareil en communication avec un appareil voisin pour utiliser une partie de la vapeur qu'il renferme, on ouvre le trou de coulée et l'on fait tomber le soufre fondu dans une fosse F d'où on le puise avec des cuillers pour remplir les moules ou *gavite*. On a soin de mettre au fond du moule quelques fragments de soufre solide provenant des opérations antérieures; on obtient ainsi, paraît-il, des pains de soufre plus compactes.

Quand la coulée est achevée, on intercepte la communication avec l'appareil voisin, on fait échapper la vapeur dans l'atmosphère, on déboulonne le couvercle et la caldarina, on enlève cette dernière et on la remplace par un wagon dans lequel on fait tomber le minerai épuisé, après avoir ouvert les grilles mobiles qui occupent le fond du tube intérieur. La chute du minerai ne se fait pas toujours facilement. Dans les appareils du même genre, mais perfectionnés, qui ont été établis depuis à Latera (Romagne), on a beaucoup augmenté la conicité du tube intérieur et l'on a donné la même forme à l'enveloppe extérieure. Ces appareils ont été décrits par M. Jules Pirckey dans le tome II de la 2e série du *Bulletin de l'industrie minérale.* Lorsque la gangue est très-argileuse et le minerai un peu

menu, l'eau provenant de la vapeur condensée empâte la masse et empêche le soufre de se séparer. Cette circonstance a fait abandonner l'emploi de la vapeur à Montedoro, où il avait été tenté en 1871. On charge ensuite du minerai frais et l'on remet en place le couvercle et la caldarina. Il faut environ une heure un quart pour ces diverses opérations. La durée totale d'une opération complète est donc de trois heures.

Le minerai fondu dans les appareils de Lercara provient des mines de la Croce. Il est à gangue calcaire et rend par opération 705 kilogrammes de soufre, soit 20,1 p. 100 quand l'opération est bien faite. La perte est de 2 unités au plus.

La mine fournit une certaine quantité de la variété de soufre dite saponaire, qui est très-riche et ne peut guère être traitée au calcarone. Ce minerai exige pour la fusion une heure de plus que le minerai ordinaire.

Il y avait à Lercara cinq appareils dont quatre en marche. La vapeur était fournie par deux chaudières à foyer intérieur, à retour de flamme par des tubes, ayant une surface de chauffe de 37 mètres carrés. L'eau d'alimentation, qu'il fallait faire venir de loin et qui coûtait 5 francs le mètre cube, était de mauvaise qualité et obligeait à des nettoyages et à des réparations fréquents. Le type des chaudières, bien conçu au point de vue de la bonne utilisation du combustible, était peu approprié à la nature des eaux dont on disposait. Il fallait arrêter tous les vingt jours pour le nettoyage, qui durait deux jours.

Le personnel se composait, pour 24 heures et 4 appareils, de 1 mécanicien-chef, 2 chauffeurs et 1 enfant aux chaudières, 6 casseurs, 4 chargeurs et 12 enfants en haut, 8 manœuvres et 2 enfants pour le déchargement, 8 visseurs, 4 arditori ou fondeurs, 2 chaudronniers pour les réparations. L'ensemble de la main-d'œuvre relative à la manœuvre des appareils, non compris les mécaniciens,

chauffeurs et chaudronniers, était payée, à prix fait, 3[lires],50 par jour.

On fait 7 opérations, et l'on passe environ 24 tonnes de minerai par 24 heures et par appareil. La consommation de charbon est, pour 4 appareils, de 2.400 kilogrammes par jour, soit 85 kilogrammes par opération. Les réparations sont fréquentes et l'on ne peut guère compter sur plus de 225 jours de travail par an.

On peut se rendre compte de la quantité de chaleur réellement utilisée par la fusion.

Soit un minerai tenant 22 p. 100 de soufre, 73 p. 100 de calcaire argileux, 5 p. 100 d'eau. La chaleur spécifique du soufre est de 0,203 jusqu'à 115° point de fusion, de 0,234 au-dessus, sa chaleur latente de fusion 9,37. La température finale est de 145°. La quantité de chaleur nécessaire pour porter une tonne de minerai de 15 à 145° et pour fondre le soufre contenu est :

$$220(100 . 0,203 + 9,37 + 30 . 0,234) + 730 . 130 . 0,215$$
$$+ 50(606,5 + 0,305 . 145 - 15), \text{ soit } 60.540 \text{ calories.}$$

On peut admettre une vaporisation de 7 kilogrammes d'eau par kilogramme de houille ; on consomme donc par tonne de minerai 170 kilogrammes de vapeur d'eau. La chaleur contenue dans ces 170 kilogrammes de vapeur est de

$$170(606,5 + 0,305 . 145) \text{ ou } 110.670 \text{ calories.}$$

La différence entre ces deux chiffres, 50.130 calories, représente la chaleur perdue pour l'échauffement de l'appareil et par le rayonnement. On pourrait diminuer cette perte en entourant les cylindres qui contiennent la vapeur et les tuyaux d'une enveloppe peu conductrice formée de feutre et de bois ou plutôt de douves de liége qui donnent d'excellents résultats.

Chaque appareil coûte rendu environ 6.000 lires. Les chaudières, les bâtiments, l'installation reviennent à en-

viron autant. On peut donc compter à peu près sur un prix d'établissement de 12.000 lires par appareil. Le prix de revient de la fusion à Lercara est le suivant :

		Par tonne de minerai. lires.	Par quintal de soufre. lires.
Main-d'œuvre.	Machinistes et chauffeurs. .	0,21	0,10
	Chargement, déchargement, coulée, etc.	1,00	0,50
Charbon, 24k,3 à 58 francs les 1.000 kil. . .		1,41	0,70
Eau d'alimentation, 0^{m3},191 à 5 francs le mètre cube.		0,85	0,42
Entretien.		0,35	0,17
Surveillance, direction.		0,23	0,11
Amortissement de l'usine ($\frac{1}{5}$ 12.000 par appareil et par an).		0,44	0,21
Ensemble.		4,49	2,21

Dans ces chiffres nous ne comprenons pas la prime de brevet qui est énorme. Celui-ci appartient à une société dite Société milanaise qui fournit les appareils aux prix indiqués ci-dessus, et qui prélève en outre, soit une partie du produit brut, soit une somme de 4.500 lires par appareil et par an. A la Croce, la Société avait pris à forfait l'entreprise de la fusion et prélevait 32 p. 100 du produit brut. Le soufre valant environ 10 lires sur place, la redevance de 32 p. 100 équivaut à 3lires,20 par quintal de soufre produit, ou à 6lires,40 par tonne de minerai traité. Le bénéfice du fondeur est de 1lire,91 par tonne de minerai.

A Sommatino et à Montedoro, la Société exigeait 29 p. 100, soit 2lires,60 par quintal de soufre, celui-ci valant 9 francs à la mine. La perte au calcarone étant de 35 p. 100 environ, cette combinaison assurait aux exploitants un bénéfice représenté par les frais de fusion au calcarone et par un rendement supérieur, à la Croce de 3 p. 100, à Sommatino et à Montedoro de 6 p. 100 au rendement du calcarone. A la Croce, ce bénéfice était d'environ 0lire,85, dont une

partie, il est vrai, était absorbée par l'augmentation de la redevance prélevée par les propriétaires.

A Floristella, la prime de brevet est de 4.500 lires par appareil et par an. Elle correspond à une augmentation du prix de revient de 0[lire],83 par tonne de minerai traité. L'ensemble de la fusion ressort ainsi à 5[lires],32 par tonne de minerai, ou 2[lires],61 par quintal de soufre pour un rendement de 20,1 p. 100.

Les appareils perfectionnés de Latera font 7 $\frac{1}{8}$ opérations par 24 heures (57 pour 8 appareils) et passent 1.950 kilogrammes de minerai par opération. D'après M. Pirckhey, le prix de revient de la fusion, pour un minerai tenant 20 p. 100 et rendant 18,5 p. 100 de soufre, avec du charbon à 65 fr. la tonne, serait de 1[f],85 par quintal de soufre. Pour comparer ce résultat avec celui que nous avons trouvé ci-dessus, nous en ramènerons les éléments à ce qu'ils seraient si le minerai traité était celui de la Croce et si l'on se trouvait dans les mêmes conditions de fonctionnement des appareils et de prix du charbon. On obtient ainsi les résultats suivants :

	Par tonne de minerai. lires.	Par quintal de soufre. lires.
Frais de chargement, fusion, déchargement, etc.	1,04	0,52
Combustible, 29[k],60 de houille à 58[l] o/oo.	1,72	0,86
Eau d'alimentation.	0,85	0,42
Surveillance, fournitures de magasins, divers.	0,46	0,23
Entretien et amortissement (2.060 francs par appareil et par an).	0,55	0,27
Ensemble.	4,62	2,30

chiffres qui ne diffèrent pas sensiblement de ceux que nous avons donnés plus haut.

Pour comparer la valeur économique du procédé de fusion à la vapeur à celle du traitement au calcarone, il faut tenir compte non-seulement du prix de revient du quintal

de soufre, mais encore de la valeur du produit obtenu en plus par la première de ces deux méthodes.

Si, comme l'a fait M. Parodi, on ne considère que le premier de ces deux éléments, on voit que l'avantage reste pour la plupart des cas au calcarone. Mais on doit admettre que la production d'une mine est toujours limitée soit par le nombre des ouvriers disponibles, soit par l'étendue des travaux aménagés, de sorte que ce qu'il faut comparer dans les deux modes de traitement, ce sont les bénéfices réalisés *par tonne de minerai* extrait et non par tonne de soufre.

Soit par exemple la mine de Grotta-Calda, qui produit par an 20.000 tonnes de minerai à 26 p. 100 de soufre. Celui-ci vaut 8 francs sur la mine (*).

Le prix de revient du soufre au calcarone est pour une production de 34.000 quintaux :

	lires.
588 kilog. de minerai à 7lires,55 les 1.000 kilog.	4,48
Fusion.	0,48
Ensemble.	4,96

Bénéfice annuel 34.000 . 3,04 = 103.360 lires, soit 5lires,16 par tonne de minerai.

Avec les appareils à vapeur, la production serait par an de 48.000 quintaux de soufre, au prix suivant :

	lires.
417 kilog. de minerai à 7lires,55 les 1.000 kilog.	3,15
Frais de fusion (5lires,32 par tonne de minerai, y compris le droit de brevet évalué à 0lire,83).	2,22
Ensemble.	5,37

Bénéfice annuel 48.000 × 2,63 = 126.240 lires, soit 6lires,31 par tonne de minerai. La différence en faveur du

(*) Dans tous les calculs où entre comme élément la valeur du soufre, nous avons supposé que cette dernière était de 11 francs les 100 kilog. rendue au port d'embarquement. Ce prix est plutôt un minimum et est fréquemment dépassé.

procédé par la vapeur est de 22.880 lires par an ou 1^{lire},15 par tonne de minerai.

Il y aurait donc un très-notable avantage à remplacer à Grotta-Calda les calcaroni par les appareils à vapeur. Mais on a reculé jusqu'ici devant les énormes primes de brevet à payer et devant le capital considérable à immobiliser.

Toutes choses égales d'ailleurs, l'avantage des appareils à vapeur sur les calcaroni est d'autant plus grand que le prix de revient du minerai est plus élevé, que celui-ci est plus riche et que la valeur marchande du soufre est plus élevée. Soit, en effet, une mine placée dans les conditions moyennes indiquées ci-dessus, page 42, et produisant, au prix de 6^{lires},52 la tonne, des minerais tenant 26 p. 100, 21,5 p. 100 et 16,5 p. 100. Le soufre est supposé valoir 8^{f},20 sur la mine. Les rendements au calcarone seront respectivement 17 p. 100, 14 p. 100, 10 p. 100, ceux des appareils à vapeur 24 p. 100, 20 p. 100, 15 p. 100; les prix de revient de la fusion et les bénéfices par tonne du minerai seront par quintal de soufre produit :

Minerai à 26 p. 100 de soufre.

Au calcarone :

	lires.
588 kilog. de minerai à 6^{lires},52 les 1.000 kilog.	3,83
Fusion	0,48
Ensemble	4,31

Bénéfices par tonne de minerai 1,7(8,20 — 4,31) = 6^{lires},61.

Dans les appareils :

	lire.
417 kilog. de minerai à 6^{lires},52	2,72
Fusion (5,32 par tonne de minerai)	2,22
Ensemble	4,94

Bénéfice par tonne de minerai, 2,4(8,20 — 4,94) = 7^{lires},82.

Différence en faveur des appareils, 1^{lire},21.

Minerai à 21,5 *p.* 100.

Au calcarone :

	lires.
714 kilog. de minerai à $6^{\text{lires}},52$ les 1.000 kilog.	4,65
Fusion.	0,53
Ensemble.	5,18

Bénéfice par tonne de minerai, 1,4 . 3,02 = $4^{\text{lires}},23$.

Dans les appareils :

	lires.
500 kilog. de minerai à $6^{\text{lires}},52$ les 1.000 kilog.	3,26
Fusion	2,66
Ensemble.	5,92

Bénéfice par tonne de minerai, 2 . 2,28 = $4^{\text{lires}},56$.
Différence en faveur des appareils, $0^{\text{lire}},33$.

Minerai à 16,5 *p.* 100.

Au calcarone :

	lires.
1.000 kilog. de minerai à $6^{\text{lires}},52$ les 1.000 kil.	6.52
Fusion.	0,70
Ensemble.	7,22

Bénéfice par tonne de minerai, $0^{\text{lire}},98$.

Dans les appareils :

	lires.
667 kilog. de minerai à $6^{\text{lires}},52$ les 1.000 kilog.	4,34
Fusion, $5^{\text{lires}},32$ les 100.	3,54
Ensemble.	7,88

Bénéfice par tonne de minerai, 1,5 . 0,32 = $0^{\text{lire}},48$.
Différence en faveur du calcarone, $0^{\text{lire}},50$.

Ainsi, étant donné un minerai coûtant $6^{\text{lires}},52$ la tonne, le soufre valant $8^{\text{lires}},20$ sur la mine, et le droit de brevet étant de $0^{\text{lire}},83$ par tonne, la fusion à la vapeur est beaucoup plus avantageuse que la fusion au calcarone pour les minerais riches ; elle donne des résultats peu supérieurs à ceux de l'ancien procédé pour les minerais moyens et inférieurs pour les minerais pauvres. Pour que les appareils milanais fussent appliqués couramment aux minerais moyens

qui sont les plus nombreux et aux minerais pauvres, il faudrait que la prime de brevet fût considérablement diminuée (ce qui a été fait pour Latera où les minerais ne tiennent que 13 p. 100) et que la valeur du soufre sur les mines fût supérieure à 8lires,20.

En fait, la valeur de 8lires,20 attribuée au quintal de soufre sur la mine est plutôt un minimum; ce chiffre suppose que le prix de vente sous vergues est de 12 lires, tandis qu'il est ordinairement plus élevé. Ainsi, au 21 février dernier, le soufre de deuxième qualité valait 16lires,32 à Licata, 15lires,32 à Girgenti. Prenant ce dernier chiffre, la valeur sur la mine ressort à 11lires,52. Les calculs ci-dessus donnent alors les résultats suivants :

	BÉNÉFICE par tonne de minerai.		DIFFÉRENCE en faveur de la fusion à la vapeur.
	Fusion à la vapeur.	Au calcarone.	
	lires.	lires.	lires.
Minerai à 26 p. 100 de soufre.	15,79	12,25	3,54
Id. 21,5 Id.	11,20	8,88	2,32
Id. 16,5 Id.	5,46	4,30	1,16

Ainsi, au prix actuel du soufre, le procédé de fusion par la vapeur est plus avantageux *dans tous les cas* que le traitement au calcarone.

Du reste, les prétentions des propriétaires du brevet ne sont pas le seul obstacle qui s'oppose à l'emploi des appareils à vapeur. Une difficulté sérieuse provient de ce que la plupart des mines sont affermées par les propriétaires du sol aux exploitants moyennant une redevance considérable calculée sur le produit brut. Or, l'avantage que présente la fusion à la vapeur résidant uniquement dans l'augmentation de rendement qu'elle procure, on voit que cette augmentation a surtout pour effet de grossir la part du propriétaire en ne laissant qu'un mince profit pour l'exploitant. Si l'on suppose que la redevance soit de 25 p. 100 du produit brut,

elle représente une somme de $2^{\text{lires}},05$ par quintal de soufre produit, celui-ci valant $8^{\text{lires}},20$ sur la mine; avec un minerai riche, la redevance payée au propriétaire sera donc par tonne de minerai de $1,7 \times 2,05$ ou $3^{\text{lires}},48$ si l'on emploie le calcarone et de $2,4 \times 2,05$ ou $4^{\text{lires}},52$ si l'on fait usage de la vapeur. L'augmentation du taux de la redevance dans le dernier cas absorbe donc une grande partie du bénéfice résultant de l'emploi du procédé perfectionné. Le seul moyen pour l'exploitant de tourner la difficulté est de livrer la fusion à forfait à la Société milanaise et de la payer en soufre, de manière à ne partager avec le propriétaire que le bénéfice réellement obtenu. Mais il est clair qu'il y a dans une combinaison de ce genre des difficultés spéciales qui ne peuvent toujours être surmontées. Le mode de payement du droit de brevet par une somme annuelle est préférable en principe, pourvu que celle-ci soit modérée, mais il ne peut être appliqué que dans les cas où la redevance au propriétaire n'est pas proportionnelle au produit brut, et est elle-même réglée à une somme fixe.

En résumé la méthode de fusion par la vapeur, beaucoup plus rationnelle que le procédé du calcarone, lui est supérieure comme rendement industriel *dans tous les cas* (sauf pour les minerais argileux), si l'on fait abstraction du droit de brevet, qui est destiné à prendre fin dans un petit nombre d'années. Elle permet de fondre les minerais au fur et à mesure de leur extraction; elle supprime les dégagements d'acide sulfureux si nuisibles à l'agriculture; elle est indépendante des circonstances atmosphériques. Il n'est pas douteux qu'avec le temps, au fur et à mesure que les chemins de fer se développeront et que l'approfondissement des mines augmentera les difficultés de l'exploitation et le prix de revient du minerai, elle ne se répande peu à peu et ne contribue à augmenter dans une forte proportion la quantité de soufre que l'île fournit au commerce. Mais il est certain que ses progrès seront très-lents et que pendant

bien des années encore la majeure partie du soufre de Sicile continuera à être obtenue par la méthode barbare, mais simple et peu coûteuse, du calcarone.

CHAPITRE V.

TRANSPORT, EMBARQUEMENT ET COMMERCE DES SOUFRES.

§ 1. — Conditions actuelles du transport.

Bien peu de mines en Sicile sont desservies directement par une route carrossable; presque toutes sont obligées d'employer des bêtes de somme, sur une partie au moins de la distance qui les sépare du port d'embarquement. Ce mode de transport est du reste tellement passé dans les habitudes du pays que l'on rencontre encore de nombreuses files d'ânes et de mulets, conduites par un ou deux hommes, sur des routes dont le tracé et l'entretien permettent la circulation des charrettes.

Un mulet porte deux pains de soufre ou *balate*, suspendus à ses côtés par des cordes. La charge est de 100 à 120 kilogrammes.

Le prix du transport varie naturellement suivant les saisons et les circonstances locales. On peut l'évaluer en moyenne à 0^{lire},80 par tonne kilométrique.

Les charrettes qui font le transport des soufres sont toutes très-petites et traînées par un seul cheval. Elles ne portent guère plus de 600 kilogrammes. La caisse, toujours peinte de couleurs voyantes, est très-élevée au-dessus de l'essieu; ses dimensions sont 1^{m},30 sur 1 mètre et 0^{m},45.

La plupart des routes comporteraient l'emploi de véhicules plus forts, attelés de plusieurs bêtes et portant des

charges triples ou quadruples. Mais toutes les tentatives faites jusqu'ici pour modifier le système actuel ont échoué devant la résistance violente des insulaires. Il y a quelques années, un exploitant de la province de Girgenti fit venir du continent des équipages de transport avec leurs conducteurs. Quinze jours après les chevaux étaient tués et les conducteurs, menacés de mort, durent quitter au plus vite ce pays inhospitalier.

Le transport par charrettes coûte en moyenne 0^{lire},45 par tonne et par kilomètre.

Le soufre est pesé à la mine et repesé à son arrivée au magasin. On admet un déchet de route de 1 à 2 p. 100 suivant la distance. Cette tolérance constitue une perte constante pour l'administration, la différence entre le déchet réel et le déchet admis profitant aux employés du magasin.

§ 2. — Embarquement.

Il existe dans tous les ports d'embarquement des négociants qui achètent le soufre aux petits exploitants de l'intérieur et leur font le plus souvent des avances qui leur tiennent lieu du fonds de roulement qui leur manque. Les principaux exploitants font le commerce pour leur compte et ont un dépôt dirigé par un représentant assisté d'un ou de plusieurs employés. Les frais de magasin s'élèvent à 0^{f},05 environ par quintal. Les dépenses d'embarquement comprennent le transport à la plage, le chargement des barques et leur manœuvre jusqu'au navire et sont données à forfait. Elles varient suivant les conditions locales et la saison. M. Parodi donne le tableau suivant qui montre la moyenne de l'ensemble des frais de magasin et d'embarquement et les économies qui pourront être obtenues quand on aura exécuté les travaux projetés dans les différents ports :

PORTS.	CONDITIONS actuelles d'embarquement.			CONDITIONS futures d'embarquement.		
	Quantité embarquée annuellement.	Dépense par quintal.	Dépense totale annuelle.	Quantité qui sera embarquée annuellement.	Dépense par quintal	Dépense totale annuelle présumée.
	quintaux.	lires.	lires.	quintaux.	lires.	lires.
Catane.	202.500	0,25	50.625	442.500	0,15	66.375
Licata.	460.550	0,30	138.165	496.600	0,20	99.320
Palerme.	78.800	0,25	19.700	78.800	0,15	11.820
Port-Empedocle. .	917.850	0,32	293.712	825.600	0,20	165.120
Terranova.	202.000	0,40	80.800	18.200	0,40	7.280
Totaux et moyennes. . .	1.861.700	0,313	583.002	1.861.700	0,188	349.915

§ 5. — Transport par chemin de fer.

Le tarif des transports par chemin de fer est aujourd'hui par tonne et par kilomètre de $0^{lire},12$ pour le soufre, de $0^{lire},10$ pour la houille, plus un droit fixe de $0^{lire},10$ quelle que soit la distance. Le tarif réduit, qui résulterait de l'application aux chemins siciliens des tarifs adoptés sur les chemins méridionaux exploités par la même compagnie, serait de $0^{lire},05$ par tonne et par kilomètre, plus un droit fixe de $0^{lire},20$.

Le chargement et le déchargement des wagons sont en outre à la charge de l'expéditeur et reviennent à environ 1 lire par tonne.

Actuellement les solfares qui profitent des lignes construites sont celles de Lercara, qui expédient leur soufre à Palerme, et quelques mines de la province de Catane qui utilisent le tronçon en exploitation de Leonforte à Catane.

M. Parodi a calculé pour chacun des groupes de solfares l'économie qui résulterait de l'achèvement des chemins de fer et des routes projetées, en supposant que l'on adoptât le tarif réduit de $0^{lire},05$ par tonne et par kilomètre. En raison de son importance et des renseignements intéressants et précis qu'il contient sur l'état actuel et l'avenir des transports, nous croyons utile de reproduire le tableau

dressé par cet ingénieur. Il a été établi, en admettant que le tracé adopté dans la province de Girgenti fût celui dit des Caldare et que celui-ci fût modifié conformément aux propositions de M. Rieumès, de manière à desservir directement les mines de Grotte et de Racalmuto. Les chiffres de la production annuelle sont la moyenne des trois années 1868-69-70, d'après les renseignements du bureau des mines de l'île.

Numéros d'ordre.	Noms des communes sur lesquelles se trouvent les solfares.	Production annuelle en quintaux métriques.	Transport dans les conditions actuelles.						Transport avec le réseau ferré et de terre complet.							Économie réalisée grâce aux nouvelles conditions de viabilité.	Observations.
			Port d'embarquement.	Parcours à mulets.	Parcours avec des charrettes.	Parcours total.	Prix total du transport par quintal.	Dépense totale annuelle pour les transports.	Port d'embarquement.	Parcours sur les voies ordinaires à mulets.	Parcours sur les voies ordinaires à chariots.	Parcours en chemin de fer.	Parcours total.	Prix total du transport par quintal.	Dépense totale annuelle présumée.		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
	Province de Caltanissetta.																
1	Aidone.	22.000	Catania.	11	54	65	3,25	71.500	Catane.	15	»	63	78	1,60	35.200	36.300	(1)
2	Barrafranca.	8.500	Terranova.	35	»	35	2,80	23.800	Terranova.	»	35	»	35	1,75	14.875	8.925	(2)
3	Butiera.	3.700	Licata.	23	»	23	1,70	6.290	Id.	»	17	»	17	0,85	3.145	3.145	(3)
4	Calascibetta.	5.200	Catania.	9	100	109	4,70	24.440	Catane.	»	22	78	100	2,65	13.780	10.660	(4)
5	Caltanissetta. . . . . comprenant les groupes de	153.000															
	Jungio et Stretto 3/10	. . . . . .	Licata.	6	69	75	3,40	156.060	Licata.	4	»	86	90	1,35	52.785	103.275	(5)
	Trabonella et Capo d'Arso 5/10.	. . . . . .	Id.	12	69	81	3,85	294.525	Id.	7	»	86	93	1,15	103.275	191.250	(5)
	Delia et Grotta-Rossa 2/10.	. . . . . .	Id.	6	39	45	2,40	73.440	Id.	12	»	48	60	1,55	47.430	26.010	(5)
6	Castrogiovanni. . . . comprenant les groupes de	175.000															
	Castrogiovanni 3/10.	. . . . . .	Licata.	10	95	105	5,00	262.500	Catane.	17	»	78	95	2,50	131.250	131.250	(6)
	Valguarnera 7/10. . .	. . . . . .	Terranova.	»	55	55	3,00	367.500	Id.	»	16	69	85	1,70	208.250	159.250	(6)
7	Mazzarino.	6.000	Id.	27	»	27	2,40	14.400	Terranova.	27	»	»	27	2,40	14.400	»	
8	Montedoro.	25.500	Port-Empedocle.	8	28	36	2,10	53.550	Port-Empedocle.	2	»	43	45	0,80	20.400	33.150	(7)
9	Piazza Armerina. . .	65.000	Terranova.	2	50	52	2,60	169.000	Catane.	»	20	69	89	1,75	113.750	55.250	(9)
10	Riesi.	25.000	Licata.	27	»	27	2,70	67.500	Licata.	13	3	28	41	1,80	45.000	22.500	(10)
11	San Cataldo.	117.000	Licata ou Port-Empedocle.	6	48	54	2,90	339.300	Id.	9	»	55	64	1,50	175.500	163.800	(11)
	(A reporter)	[illegible]		[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]		[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	

0,04 à 0,05.

D'après les tarifs des chemins de fer méridionaux, auxquels incombe l'exploitation des chemins de fer siciliens, le soufre est de la sixième catégorie et le tarif n° 1 lui serait par conséquent applicable; il ne devrait donc payer que 0^lire^,05 par tonne kilométrique et un droit fixe de 0^lire^,20. Le chargement des wagons au départ, le déchargement à l'arrivée et le transport avec des charrettes depuis la station jusqu'au magasin ou à la mer coûtent ensemble 0,25 à 0,30 par quintal.

Le soufre d'Aidone va à la station de Raddusa sur la ligne de Catane à Leonforte. Le transport par chemin de fer est déjà en activité.

(2) De Barrafranca, il conviendra toujours d'aller à Terranova, surtout quand on aura achevé la route provinciale de Mazzarino à Terranova. Actuellement on n'est desservi que par un sentier où en été passent quelques chars, mais qui en hiver est à peine praticable aux mulets. Pour profiter du chemin de fer, il faudrait aller avec des mulets jusqu'à Campobello et de là à Licata; mais de Barrafranca à Campobello seulement, le transport coûterait plus cher que de Barrafranca à Terranova directement.

(3) Les observations précédentes s'appliquent à Butera.

(4) Le soufre de Calascibetta va à la station de Leonforte. Le transport par chemin de fer est déjà en activité. Le prix porté à la colonne 15 est celui qui était payé en 1871, à l'époque à laquelle étaient encore en vigueur les tarifs des Calabro-Siciles exploités par la société Vitali, Picard, Charles et Cie; le soufre payait alors 0,12 par tonne et par kilomètre. Le prix ci-dessus porté se décompose comme suit : charrettes 1,40; chemin de fer 0,63; chargement, déchargement, transport au magasin 0,80.

(5) Le chemin de fer de Caltanissetta à Licata est en construction; venant de Villarosa par la vallée du Salso, il entre dans celle du Salito, en passant sous la montagne, où se trouvent les solfares de Jungio et de Stretto. Dans l'ex-feudo Cuti, on fera une halte pour ces mines et pour celles de Trabonella et de Capodarso. Celles de Delia et de Grotta-Rossa iront à la station de Canicatti où à celle de Campobello.

(6) Le groupe de Castrogiovanni comprend les solfares de Savarino, Mezzasalma, Sant' Agostino, Cellato, Calatello, qui envoient leurs soufres à la station de Leonforte. Celui de Valguarnera comprend les riches solfares de Floristella et de Gallizi, qui expédient par charrettes à la station d'Assaro-Valguarnera. En 1872 celles-ci passaient à travers champs, mais en 1873 on a dû terminer la route de Valguarnera à la station.

(7) Sur le territoire de Mazzarino et aux environs se trouvent les

Celle de Gallitano pourrait envoyer ses produits à la station de San Cataldo; on ferait ainsi un détour, mais il pourrait y avoir avantage, parce que de Gallitano à Licata on compte 40 kilomètres de mauvaise route muletière sur laquelle on paye 3,60, tandis que par San Cataldo on ne payerait que 2,20 à 2,30 au plus.

(8) Si la ligne de Montedoro était adoptée, la station se trouverait à 2 kilomètres du village; si au contraire c'était la ligne des Caldare qui était préférée, les soufres de Montedoro devraient aller à la station de Canicatti, en parcourant 15 kilomètres de mauvaise route muletière et 48 kilomètres de chemins de fer, avec une dépense de 1,55 par quintal mis en magasin à Port-Empedocle. Enfin si l'on faisait la ligne de Montedoro par la grande artère Catane-Palerme, et de plus l'embranchement des Caldare à Cimicia pour les solfares, proposé par l'ingénieur Riennès, Montedoro pourrait aussi trouver avantage à aller à Cimicia (10 kilomètres de route muletière) et de là à Girgenti par les Caldare (35 kilomètres de chemin de fer) avec une dépense de 1,50 par quintal de soufre.

(9) Sur le territoire de Piazza se trouvent les deux solfares de Grotta-Calda et de Pietragrossa, près desquelles passe la route provinciale de Piazza à Valguarnera; Grotta-Calda a été reliée à cette route au moyen d'un chemin privé de 2 kilomètres environ, fait aux frais de l'administration de la mine, de sorte que les soufres de Grotta-Calda vont directement à Terranova. De Pietragrossa, les soufres doivent aller à Grotta-Calda à dos de mulets (2 kilomètres) et de là à Terranova. Avant l'ouverture de cette voie carrossable, le soufre allait à Grotta-Calda à dos de mulets et de là à Terranova par charrettes; mais le sentier était impraticable en hiver et l'on payait 3,60 à 3,80 par quintal de la mine à la mer.

(10) Malgré l'économie apparente, il est peu probable que les solfares de Riesi aient grand intérêt à utiliser le chemin de fer; il leur faudrait en effet porter leur soufre à la station de Campobello, en parcourant 13 kilomètres à dos de mulets, avec une dépense de 1,30; puis 28 kilomètres de chemin de fer de Campobello à Licata; puis 2 à 3 kilomètres sur charrettes de la station de Licata à la mer; total 43 à 45 kilomètres, avec trois transbordements et changements de véhicules. L'économie que donnerait le chemin de fer serait compensée par l'augmentation du déchet de route et les dépenses des dépôts intermédiaires.

(11) Les plus importantes des solfares, dites de San Cataldo, parce qu'elles se trouvent sur le territoire de cette commune, ne sont distantes de Serradifalco que de 6 kilomètres à peine, tandis que les solfares situées près de San Cataldo appartiennent au territoire de Caltanissetta. Pour faire le calcul des frais de transport, on a néanmoins supposé que les soufres de ces mines iront à la station de San Cataldo, distante de 3 kilomètres du village.

Numéros d'ordre.	Noms des communes sur lesquelles se trouvent les solfares.	Production annuelle en quintaux métriques.	Transport dans les conditions actuelles. Port d'embarquement.	Parcours à mulets.	Parcours avec des charrettes.	Parcours total.	Prix total du transport par quintal.	Dépense totale annuelle pour les transports.	Transport avec le réseau ferré et de terre complet. Port d'embarquement.	Parcours sur les voies ordinaires à mulets.	Parcours sur les voies ordinaires à chariots.	Parcours en chemins de fer.	Parcours total.	Prix total du transport par quintal.	Dépense totale annuelle présumée.	Économie réalisée grâce aux nouvelles conditions de viabilité.	Observations.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
	Report. . . .	605.900	»	»	»	»	»	1.923.805	»	»	»	»	»	»	979.040	944.765	
12	Santa Caterina. .	40.000	Licata ou Port-Empedocle.	6	90	96	4,80	192.000	Licata.	6	»	80	86	1,40	56.000	136.000	(1)
13	Serradifalco. . . .	6.500	Id.	6	48	54	2,90	18.850	Id.	9	»	55	64	1,50	9.750	9.100	(2)
14	Sommatino. . . .	108.000	Licata.	13	21	34	2,30	248.400	Id.	13	3	28	44	1,80	194.400	54.000	(3)
15	Villarosa.	21.000	Licata ou Port-Empedocle.	3	100	103	5,15	108.150	Id.	3	»	94	97	1,20	25.200	82.950	(4)
	Province de Catane.																
16	Agira.	20.000	Catane.	9	66	75	4,05	80.000	Catane.	15	»	63	78	2,30	46.000	34.000	(5)
17	Assaro.	84.300	Id.	5	75	80	4,00	337.200	Id.	10	»	63	73	2,00	168.600	168.600	(6)
18	Centuripe.	44.000	Id.	2	36	38	1,90	83.600	Id.	7	»	41	48	1,45	63.800	19.800	(7)
19	Leonforte.	3.000	Id.	»	87	87	4,25	12.750	Id.	5	»	78	83	1,70	5.100	7.650	(8)
20	Raddusa.	24.000	Id.	»	54	54	2,55	61.200	Id.	9	»	63	72	1,80	43.200	18.000	(9)
	Province de Girgenti.																
21	Aragona.	66.400	Port-Empedocle.	»	24	24	1,30	86.320	Port-Empedocle.	»	4	18	22	0,70	46.480	39.840	(10)
22	Campobello. . . .	21.200	Licata.	3	24	27	1,75	37.100	Licata.	3	»	28	31	0,80	16.960	20.140	(11)
23	Casteltermini. . .	63.800	Port-Empedocle.	4	42	46	2,30	146.740	Port-Empedocle.	6	»	28	34	1,10	70.180	76.560	(12)
24	Cattolica.	33.500	Id.	24	»	24	2,10	70.350	Id.	3	24	»	27	1,40	46.000	23.450	(13)
25	Cianciana.	82.600	Id.	48	»	48	3,10	256.060	Id.	»	25	28	53	1,70	140.420	115.640	(14)
26	Comitini	210.000	Id.	»	22	22	1,25	262.500	Id.	»	4	18	22	0,70	147.000	115.500	(15)
27	Favara.	127.000	Id.	5	10	15	1,05	133.350	Id.	5	10	»	15	1,05	133.350	»	(16)
28	Girgenti.	25 000	Id.	»	9	9	0,60	15.000	Id.	»	»	9	9	0,40	10.000	5.000	(17)
29	Grotte.	70.000	Port-Empedocle.	3	22	25	1,60	112.000	Id.	»	»	30	30	0,50	35.000	77.000	(18)
30	Licata . .	[illegible]	Licata	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	Licata.	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]

32	Naro.	7.700	Id.	25	»	25	2,00	15.400	Id.	25	»	»	25	2,00	15.400	»	(21)
33	Palma.	28.400	Id.	20	»	20	1,60	45.440	Id.	20	»	»	20	1,60	45.440	»	(22)
34	Racalmuto.	80.000	Id.	2	26	28	1,80	144.000	Id.	»	»	32	32	0,55	44.000	100.000	(23)
35	Raffadali.	1.200	Id.	16	»	16	1,60	1.920	Id.	»	18	»	18	0,90	1.080	840	(24)
36	Ravanusa.	3.700	Licata.	28	»	28	2.00	7.400	Licata.	7	»	28	35	1,10	4.070	3.330	(25)
	A reporter.	1.782.900		»	»	»	»	4.409.825		»	»	»	»	»	2.354.735	2.055.090	

(1) Actuellement le transport se fait sur Catane. De la mine à la route carrossable entre Villarosa et San Caterina, le transport est fait à dos de mulets; de là à la station de Leonforte, par des charrettes; de Leonforte à Catane par le chemin de fer. Le coût total est de 2,80 par quintal, ce qui représente déjà une économie de 2 lires sur l'ancien prix.

(2) L'unique solfare de ce territoire est celle qui est dite *Rabbione;* mais elle est presque épuisée. La station du chemin de fer serait à 6 kilomètres de la mine sur la ligne de Montedoro et à 12 kilomètres sur la ligne de Caldare.

(3) Mêmes observations que pour Riesi.

(4) De Villarosa le transport se fait actuellement sur Catane; de la solfare à Villarosa, par mulets (3 kilomètres), de Villarosa à la station de Leonforte (20 kilomètres), par charrettes; de Leonforte à Catane (78 kilomètres), par chemin de fer. La dépense totale est de 2,80 par quintal. C'est, en somme, ce groupe qui a le plus gagné à l'ouverture de la ligne jusqu'à Leonforte, malgré les tarifs élevés encore en vigueur (0,12 par tonne kilométrique).

(5) Le soufre d'Agira va à la station de Raddusa sur la ligne de Leonforte à Catane. Avant l'ouverture de cette ligne le soufre allait à Agira, d'où il était transporté à Catane par charrettes.

(6) Le soufre d'Assaro va à la station de Raddusa.

(7) Desservi par la station ou la halte de Muglia.

(8) Les soufres vont à la station de Leonforte. Les petites solfares de Leonforte étaient abandonnées avant l'ouverture du chemin de fer. C'est l'économie du transport qui a permis de les reprendre.

(9) A la station de Raddusa.

Le chemin de fer de Leonforte à Catane suit le fond de la vallée du Dittaino, puis celui du Simeto, tandis que la route suit toutes les ondulations du terrain en montant sur toutes les crêtes où sont bâtis les villages; de plus, les solfares sont presque toutes sur la rive gauche de la vallée, entre la route et le chemin de fer. Ceci explique comment le parcours est notablement plus long sur la route que sur le chemin de fer. Les prix inscrits dans la colonne 15 se rapportent à 1871, quand les tarifs des Calabro-Sicules étaient encore en vigueur.

(10) Les soufres d'Aragona iront à la station des Caldare.

(11) Station de Campobello.

(12) Station sous Campofranco qui servira aux villages de Mussomeli, Acquaviva, Sutera, Casteltermini et Campofranco.

(13) En dehors de toute ligne ferrée. La station la plus voisine serait celle des Caldare, mais de Cattolica aux Caldare il n'y a guère moins loin que de Cattolica à Port-Empedocle. Il conviendra donc toujours mieux d'envoyer le soufre directement à Port-Empedocle. Toute l'économie que l'on pourra obtenir résultera de la possibilité de faire les transports par charrettes sur la route provinciale, en commençant à dos de mulets, comme cela se pratique maintenant.

(14) Station de Campofranco.

(15) Station des Caldare.

(16) En dehors de la ligne ferrée. La route existe déjà.

(17) Le chemin de fer de Girgenti à Port-Empedocle aurait dû être terminé à la fin de 1872.

(18) Halte de Cannetone sur la ligne des Caldare à Cimicia, proposée par l'ingénieur Rieumés.

(19) Solfares presque abandonnées qui se trouvent en dehors de la ligne ferrée.

(20) En dehors de toute ligne ferrée.

(21) La solfare Deli, sur le territoire de Naro, ne pourrait profiter de la route carrossable.

(22) Les solfares de Montegrande, Punta Rianca, etc., situées près de la mer sur le territoire de Palma, mais loin de la ville de ce nom, ne pourront profiter ni du chemin de fer ni de la route. Par beau temps elles peuvent embarquer, et de fait embarquent les soufres à la plage, dont elles sont distantes de 3 kilomètres en moyenne, dans des barques qui vont déposer ceux-ci à Port-Empedocle; mais c'est un moyen trop incertain pour qu'il puisse entrer dans les calculs.

(23) Halte de Pernia et Pietra Bianca sur la ligne Rieumés.

(24) En dehors de la ligne ferrée.

(25) Station de Campobello.

Pour les solfares de la province de Girgenti, on a supposé exécutée la grande ligne Palerme-Catane par Montedoro, la ligne Palerme-Girgenti, avec l'embranchement Caldare-Cimicia, proposé par M. Rieumés

NUMÉROS D'ORDRE.	NOMS des communes sur lesquelles se trouvent les solfares.	PRODUCTION ANNUELLE en quintaux métriques.	TRANSPORT DANS LES CONDITIONS actuelles. Port d'embarquement.	PARCOURS à mulets.	PARCOURS avec des charrettes.	PARCOURS total.	Prix total du transport par quintal.	Dépense totale annuelle pour les transports.	TRANSPORT AVEC LE RÉSEAU FERRÉ, et de terre complet. Port d'embarquement.	PARCOURS sur les voies ordinaires. à mulets	PARCOURS sur les voies ordinaires. à chariots.	PARCOURS en chemins de fer.	PARCOURS total.	Prix total du transport par quintal.	Dépense totale annuelle présumée.	ÉCONOMIE RÉALISÉE grâce aux nouvelles conditions de viabilité.	OBSERVATIONS.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
	Report. . .	1.782.900		»	»	»	»	4.409.825		»	»	»	»	»	2.354.735	2.055.090	
	Province de Palerme.																
37	Lercara.	78.800	Palerme.	»	63	63	2,50	197.900	Palerme.	»	6	77	83	1,50	118.200	78.800	(1)
	Total général.	1.861.700		7,5	38,3	46 8	2,415	4.606.825		5	6	42	53	1,325	2.472.935	2.133.890	

RÉSUMÉ GÉNÉRAL PAR PROVINCE.

1	Province de Caltanissetta. .	781.400	Catane Terranova Licata Port-Empedocle.	8	52,5	60,5	3,20	2.491.205	Catane Licata Port-Empedocle. Terranova.	7	5	61	73	1,62	1.264.390	1.226.815
2	Prov. de Catane.	175.300	Catane.	4	51	55	3,28	574.750	Catane.	9,5	»	57,5	67	1,86	326.700	248.050
3	Prov. de Girgenti.	826.260	Licata Port-Empedocle.	8,5	17,5	26	1,68	1.343.870	Licata Port-Empedocle.	2,4	6,5	17,7	26,6	0,92	763.645	580.225
4	Prov. de Palerme.	78.800	Palerme.	»	63	63	2,50	197.000	Palerme.	»	6	77	83	1,50	118.200	78.800
	Totaux pour l'île.	1.861.700		7,5	38,3	45,8	2,48	4.606.825		5	6	42	52,5	1,33	2.472.935	2.133.890

(1) Le prix actuel du transport de Lercara à Palerme se décompose ainsi :

De la mine à la station de Lercara.	0,26
Chemin de fer.	0,94
De la station de Palerme au magasin.	0,20
Chargement et déchargement des wagons. . .	0,10
	1,50

Jusqu'à présent l'ouverture du chemin de fer n'a pas exercé une grande influence sur la production de Lercara, à cause de l'état des mines et des procès sans fin qui s'y débattent. Du reste de Sciarra à Lercara, la ligne était en très-mauvais état en mars 1872 et elle manquait de matériel roulant.

PRIX MOYEN DU QUINTAL KILOMÉTRIQUE

	Avec les moyens actuels.	Avec les chemins de fer et les routes.
Prov. de Caltanissetta.	0,0527	0,0217
— de Catane.	0,0501	0,0277
— de Girgenti. . . .	0,0622	0,0347
— de Palerme. . . .	0,0397	0.0180
	0,0540	0,0253

L'économie rapportée au quintal est donc de 1^{fr},16 pour un parcours d'environ 46 kilomètres.

Il résulte des chiffres qui précèdent que le prix moyen du transport est actuellement de 2 lires,48 et que l'économie que procurera l'achèvement des routes et des chemins de fer projetés s'élèvera à 1,15 par quintal, en supposant que le tarif adopté sur les lignes ferrées soit de 0,05 par tonne et par kilomètre. Si l'on conserve les tarifs actuels (0,12 par tonne kilométrique), l'économie est réduite à 0 lire,866 par quintal, comme le montre le tableau suivant, qui s'applique à l'ensemble de l'île :

ÉLÉMENTS de la dépense de transport.	ANTÉRIEUREMENT aux chemins de fer.			AVEC LES CHEMINS de fer et les tarifs actuels.		
	Parcours moyen.	Prix par tonne kilométrique.	Coût par tonne.	Parcours moyen.	Prix par tonne kilométrique.	Coût par tonne kilométrique.
	kilom.	lires.	lires.	kilom.	lires.	lires.
Transport à dos de mulets	7,5	1,00	7,50	5,0	1,00	5,00
Id. par charrettes	38,3	0,45	17,24	5,5	0,45	2,48
Id. par chemin de fer	»	»	»	42,0	0,12	5,14
Transbordement, dépôts intermédiaires et dépenses diverses	»	»	0,06	»	»	3,52
Totaux	45,8	0,542	24.80	52,5	0,307	16,14

L'ouverture des nouvelles lignes ferrées aura aussi pour effet de modifier le trafic général d'exportation au profit des ports auxquels elles viendront aboutir. M. Parodi estime que le mouvement se répartira conformément au tableau suivant, dans lequel il a pris pour base la production moyenne des trois années 1868-1869-1870 :

PROVINCES d'origine des soufres.	PORT de Catane. — Mouvement		PORT de Licata. — Mouvement		PORT-Empédocle — Mouvement		PORT de Palerme. — Mouvement		RADE de Terranova. — Mouvement	
	actuel.	futur.	actuel.	futur.	actuel.	futur.	actuel.	futur.	actuel.	futur.
	quint.	quint.	quint.	quint.	quint.	quint.	quint.	quint.	quint.	quint.
Caltanissetta	27.200	267.200	434.450	470.500	117.750	25.500	»	»	202.000	18.200
Catane	175.300	175.300	»	»	»	»	»	»	»	»
Girgenti	»	»	26.100	26.100	800.100	800.100	»	»	»	»
Palerme	»	»	»	»	»	»	78.800	78.800	»	»
Totaux	202.500	442.500	460.550	496.600	917.850	825.600	78.800	78.800	202.000	18.200

Ce seront donc surtout les ports de Catane et de Licata qui profiteront de la construction des chemins de fer, au détriment de Port-Empedocle et surtout de la rade de Terranova. Quant au mouvement du port de Palerme, qui ne reçoit que le soufre de Lercara, il resterait sans changement.

§ 4. — Classification des soufres.

On distingue généralement dans le commerce 7 qualités de soufre de Sicile selon le degré de pureté, estimé d'après la couleur et l'aspect des pains, et non d'après des essais. Voici leur énumération, avec les prix de vente à Licata au 21 février 1875 :

	l.res.
1re qualité. Soufre presque chimiquement pur.	16,71
2e qualité dite *Vantaggiata*. Peu différente de la précédente, celle-ci étant obtenue par un choix parmi les meilleures *balate* classées comme deuxième *Vantaggiata*.	16,46
2e qualité dite *Buona*. Contient 4 à 5 p. 100 de matières terreuses, mais est encore d'un beau jaune.	16,32
2e qualité dite *Corrente*. Jaune sale, contient une plus grande proportion de matières terreuses, et est moins homogène que la précédente.	16,06
3e qualité *Vantaggiata*. Jaune brun; cette teinte provient de la présence de substances bitumineuses.	14,58
3e qualité *Buona*. Brun clair; la proportion de matières colorantes croît; mais la structure présente encore une certaine homogénéité.	14,18 à 14,32
3e qualité. *Corrente*. Brune; structure grossière et peu homogène.	

La différence dans le prix d'une qualité à l'autre varie ordinairement de 0f,28 à 0f,30 par quintal.

Cette classification est faite dans les magasins des ports de Licata, Girgenti et Catane qui reçoivent des soufres de provenances diverses. A Palerme, où l'on ne reçoit que les soufres de Lercara, on distingue seulement deux qualités : première et deuxième Lercara.

CHAPITRE VI.

RÉSUMÉ ET CONCLUSIONS.

§ 1. — Prix actuel du soufre à bord.

Le prix de vente moyen du soufre à bord est en moyenne de 12 livres le quintal. M. Parodi estime qu'en 1876 ce prix pourrait descendre à 10^{lires},50, en supposant achevés à cette époque les chemins de fer, les routes et les travaux projetés dans les ports. Voici les éléments des deux prix actuel et futur :

Éléments des prix :	En 1871	En 1876
	lires.	lires.
Coût à la mine (comprenant la redevance proportionnelle du sol)	6.600	6.450
Transport à la mer	2.480	1.330
Embarquement	0.313	0.188
Bénéfice de l'exploitant	1.607	1.532
Droit d'exportation	1.000	1.000
Ensemble	12.000	10.500

Si l'on supprimait le droit d'exportation, le prix pourrait donc descendre à 9^f,50 par quintal, ce qui correspondrait à 110 ou 115 lires à Marseille et à 125 ou 130 lires dans les ports d'Angleterre et de la mer du Nord.

Or les pyrites du Gard qui alimentent les usines de produits chimiques de Marseille tiennent 40 p. 100 de soufre, rendent dans les chambres de plomb environ 30 p. 100 de soufre réellement utilisé et coûtent en moyenne 32 à 33 francs à l'usine, ce qui représente par tonne de soufre utilisé 107 à 110 francs.

La tonne de soufre de Sicile coûtant 9^f,50 au port, en supposant le change au pair, vaudrait 115 francs rendue dans les usines de Marseille. La perte, pendant la fabrication, peut être estimée à 10 p. 100 dont 5 p. 100

dus aux matières étrangères et 5 p. 100 à l'oxydation incomplète de l'acide sulfureux produit. Une tonne de soufre réellement utilisé coûterait donc à Marseille, avec le soufre, $\frac{115}{0,9} = 128$ francs.

Dans la fabrication de l'acide sulfurique, l'emploi du soufre présente sur celui de la pyrite divers avantages que M. Balard, évalue à 25 francs par tonne de soufre utilisé, et qui résultent du moindre volume d'air nécessaire et par suite de la meilleure utilisation de la capacité des chambres, de la température moins élevée produite par la combustion, de la moindre dépense de nitrate de soude, enfin des manipulations supplémentaires qu'exigent les résidus de pyrite. La tonne de soufre utilisé coûterait donc en somme, avec le soufre de Sicile, environ 7 francs de moins qu'avec la pyrite.

De ces calculs et de calculs analogues, M. Parodi conclut que, si le prix de vente du soufre s'abaissait à 9f,50 dans les ports de Sicile, ce produit pourrait lutter avec avantage contre les pyrites à Marseille, mais qu'il présentait encore sur ces dernières une infériorité de 7f,30 pour les usines anglaises, de 12f,30 pour les usines du nord de l'Europe.

Pour nous, nous ne pensons pas que cette éventualité se réalise, même en supposant terminés les travaux publics en cours d'exécution ou projetés dans l'île.

Les méthodes d'exploitation perfectionnées ne s'introduiront que peu à peu en Sicile, et seulement au fur et à mesure que l'approfondissement des travaux et l'augmentation des eaux affluentes rendront leur emploi indispensable. Dans ces conditions, elles n'auront pas pour effet un abaissement, mais plutôt une augmentation du prix de revient, et il est probable que l'accroissement de production qu'elles produiront sera compensé par l'épuisement ou l'abandon des solfares pauvres.

De même l'adoption des appareils à vapeur pour la

fusion du soufre étant subordonnée à l'extinction du brevet qui paralyse leur emploi industriel et à un changement dans le mode de redevance aux propriétaires du sol, il est à présumer qu'ils ne se répandront que bien lentement, malgré les avantages incontestables qu'ils présentent, et que leur effet sur l'accroissement de la production sera peu sensible.

Nous avons montré plus haut, page 47, que le prix de revient de la tonne de minerai serait, avec les méthodes perfectionnées, de 7 lires,55.

Dans les circonstances moyennes indiquées ci-dessus, le prix du quintal de soufre rendu à bord, en supposant réalisées toutes les économies sur les transports et l'embarquement et en admettant que le bénéfice du propriétaire et de l'exploitant reste le même, serait :

	lires.
700 kilog. de minerai à 7 lires,55	5,28
Fusion au calcarone	0,53
Transport	1,33
Embarquement	0,19
Bénéfice de l'exploitant et du propriétaire du sol	3,10
Droit d'exportation	1,07
Ensemble	11,50

Il y aurait donc seulement une réduction de 0 lire,50, l'augmentation du prix de revient du minerai compensant en grande partie les économies réalisées sur les transports et l'embarquement.

D'ailleurs les chiffres portés ci-dessus pour le transport supposent l'adoption du tarif réduit à 0,05 par tonne et par kilomètre; avec le tarif actuel, le transport coûterait 1 lire,61, ce qui porterait le prix de revient total à 11 lires,78. Il est peu probable que le gouvernement italien consente à une réduction qui ne profiterait guère qu'aux négociants en soufre et dont le résultat le plus clair serait de grever

ses finances d'une charge relativement lourde. Lors même qu'il consentirait à ce sacrifice et abandonnerait en outre le droit d'exportation qui, en l'état des finances italiennes, est loin d'être négligeable, puisqu'il donne un revenu de près de 2 millions par an, le soufre coûterait encore 10 lires,50 environ au port d'embarquement, trop cher par conséquent pour qu'il pût lutter même à Marseille contre les pyrites du Gard.

LÉGENDE DES COUPES GÉOLOGIQUES

PLANCHE II.

COUPE N° 1.

		mètres.
a	Grès et sables jaunes	100,00
b	Tuf et calcaire	»
c	Argile bleue	60,00
d	Marnes blanches à foraminifères	10,00
e	Argile grise	60,00
f	Gypse et argile	25,00
s	Minerai de soufre	4,00
f	Gypse et argile	10,00
g	Marnes blanches à empreintes de poisson	5,00
h	Argile salifère	80,00
i	Argile grise	150 à 200,00

COUPE N° 2.

a Tripoli.
b Gypse.
c,c Gypse et argile.
s Soufre.
f Argile grise.
G Sel gemme.

COUPE N° 3.

		mètres.
a	Gypse en gros cristaux	5,00
a'	Marne gypseuse	1,10
a''	Gypse grenu	3,50
a'''	Albâtre feuilletée	9,00
b	Briscale	0,50
c	Calcaire marneux et gypseux	1,00
c'	Calcaire fortement moucheté de soufre	5,00
d	Marnes jaunes	5,00
e	Terres légères (tripoli).	
c'''	Calcaire siliceux.	
s	Minerai de soufre.	

COUPE N° 4.

a Gypse grenu.
a' Albâtre feuilletée.
s Soufre.
c Calcaire siliceux.
t Tripoli à empreintes de poisson.
g Argile salifère.

NOTE

SUR LES GISEMENTS DE BITUME FOSSILE DES ENVIRONS DE ZAHO (KURDISTAN) [*].

Par M. L. MOUGEL, ancien élève de l'École des mines.

Lorsqu'en venant de Mossoul et après avoir parcouru la coupure de 15 kilomètres dans les montagnes de Zaho, on débouche dans le village de ce nom, on se trouve dans une vallée fermée au sud par les montagnes d'Amedia et au nord par les montagnes d'Herboul.

Ces dernières contiennent une couche très-puissante de bitume fossile dont on voit les affleurements marqués sur la carte (*fig.* 1, Pl. III).

En ligne droite, la distance de Zaho à Herboul est de 15 kilomètres environ, mais les difficultés du terrain m'ont obligé de suivre d'abord la route Oihsel-Djemeh, route sensiblement horizontale et que coupe une rivière (Hezey), dont le volume d'eau devient au printemps assez important pour y permettre la navigation de kelecks (radeaux).

A partir de Djemeh, on chemine dans une vallée étroite encaissée dans des collines presque entièrement formées d'argile marneuse; cette vallée, d'environ 12 kilomètres de longueur, aboutit à Besbine, petit village situé au pied des montagnes.

De ce point, le chemin devient très-difficile; la montagne

(*) La note de M. Mougel a été transmise à M. le Ministre des affaires étrangères par M. le consul général de France à Bagdad. A défaut d'indications plus précises sur la nature du combustible de Zaho, la Commission des *Annales des mines* a maintenu la dénomination de bitume fossile choisie par l'auteur.

qu'il faut franchir offre des pentes très-fortes. Après avoir monté une heure, on arrive au sommet.

La descente, qui s'effectue en une demi-heure, conduit au village d'Herboul, habité par des kurdes chrétiens. A un kilomètre de là, je rencontrai la première trace de bitume. En cet endroit, les eaux de pluie et de fonte des neiges ont fait une entaille assez profonde; l'argile ferrugineuse qui recouvrait le charbon avait été emportée et le bitume se trouvant ainsi être mis à nu, on pouvait mesurer l'inclinaison des couches, prendre leur direction et même avoir une idée de leur puissance.

Position des couches.— Le bitume se présente ordinairement en couches d'environ $0^m,20$ d'épaisseur, chaque lit étant séparé de son voisin par une couche d'argile excessivement mince qui facilite singulièrement l'abatage.

L'inclinaison des couches est de 48° avec le plan horizontal; leur directien est ouest 10° sud.

Dans d'autres points, la stratification perd son aspect régulier; on retrouve encore les filets d'argile; mais au lieu d'être distants les uns des autres de $0^m,20$, ils le sont de $0^m,50$ à $0^m,70$. Le bitume est alors plus compacte et plus pur, ce qu'on reconnaît à sa teinte noire plus foncée.

Par le croquis (*fig.* 2), on voit qu'il n'était pas possible de mesurer l'épaisseur complète *ab*; mais l'épaisseur visible *aa'*, mesurée directement, donne un chiffre de 130 mètres.

J'ai également constaté que, suivant l'inclinaison des couches, le bitume est visible sur une longueur de 50 mètres, et il est certain que ce chiffre est un minimum.

J'ai trouvé des affleurements de cette couche sur le haut de la montagne à 4.000 mètres plus loin. Avec ces chiffres on peut espérer trouver :

$$4.000 \times 130 \times 50 = 26 \text{ millions de mètres cubes de bitume.}$$

Reste à savoir si, sur l'étendue de 4.000 mètres, le

bitume a une épaisseur régulière. C'est ce que les sondages seuls peuvent décider.

Exploitation. — La partie de la couche mise à nu se trouvant située à un niveau bien supérieur à celui de la vallée, le mode d'exploitation le plus économique consiste évidemment à attaquer la couche par des galeries offrant une légère pente vers la vallée.

Aussi ai-je fait tout d'abord tracer deux galeries parallèles, l'une inférieure et l'autre supérieure, qui seront recoupées par des galeries perpendiculaires. On multipliera ainsi les fronts de taille et la différence de niveau des deux grandes galeries assurera, pour quelque temps au moins, un aérage suffisant. En 22 jours de travail, nous avions extrait 485 tonnes, et il faut remarquer que la moitié des ouvriers était occupée à faire des travaux préparatoires, tels que remblais, digue pour détourner les eaux du torrent à l'époque du printemps, etc.

Ce chiffre, quoique très-faible, prouve que l'extraction suffira largement aux besoins de la navigation fluviale du Vilayet qui consomme seulement 26 tonnes de combustible par jour.

Transport. — Le transport au jour se fait à dos d'hommes vu le peu de longueur des galeries actuelles.

La question la plus importante est le transport depuis le carreau de la mine jusqu'à Bagdad; nous la diviserons en deux parties.

1° *Transport jusqu'au fleuve.* — Comme je l'ai dit précédemment, l'accès de la mine est très-difficile. Établir une voie ferrée pour passer la montagne d'Herboul serait presque impossible; il est préférable de construire une route dont on rendra les pentes accessibles au transport par voitures en faisant quelques lacets. Ce travail serait facilité par la nature du sol.

A partir de Besbine (*fig.* 1), les pentes deviennent beaucoup plus faibles jusqu'à Djemeh, où l'on se trouve sur un

terrain d'alluvion, qui descend jusqu'à Rihanié (Tigre) avec une pente insensible.

La seule difficulté est, on le voit, le trajet d'Herboul à Besbine. Une pareille route aurait environ 7.000 mètres et nécessiterait une dépense d'à peu près 120.000 francs; mais il n'était pas possible d'entreprendre ce travail immédiatement à cause de la mauvaise saison; force était donc d'opérer le transport à dos de mulet, transport qui n'est pourtant pas aussi coûteux qu'on pourrait le croire au premier abord, puisque les frais ne s'élèvent, de ce chef, qu'à 40 piastres (9f,23) par tonne.

2° *Transport de Rihanié à Bagdad.* — La distance de Rihanié à Bagdad est d'environ 700 kilomètres. (voir *fig.* 3, Pl. III). Il ne faut pas songer au transport par bateaux, le fleuve présentant des obstacles qu'on ne pourrait surmonter qu'en faisant des travaux très-considérables. Le seul moyen pratique est le transport par kelecks ou radeaux formés d'une carcasse en bois et d'outres gonflées d'air.

L'entreprise de ce transport ayant été mise en adjudication, c'est un chiffre de 180 piastres (41f,50) par tonne qu'il faudra payer.

Or si l'on regarde le devis suivant, on s'assurera que ce chiffre est très-faible.

Devis des dépenses nécessaires pour un keleck (*radeau*).

		piastres.	
200 outres à 5 piastres. . .	=	1.000	(servent quatre fois et se revendent à 1 piastre).
400 cordes.	=	200	(servent deux fois).
80 bois à 5 piastres. . . .	=	400	(se revendent à Bagdad).
100 paquets de roseaux. .	=	50	Idem.
15 gros bois à 40 piastres.	=	600	Idem.
100 sacs pour le bitume à 25 piastres.	=	2.500	(servent six fois).
Paye de deux hommes.	=	400	

Il faut compter en plus quatre mulets pour reporter les

outres vides et cinq autres pour les sacs. On les paye 140 piastres l'un.

Tout calcul fait et en admettant qu'un pareil keleck puisse porter 35 quintars, c'est-à-dire 7.000 ocques (l'ocque est environ 1.250 grammes), dans les basses eaux, le quintar reviendra à 57 piastres, soit par tonne 228 piastres (52f,60). On voit donc que d'après ce devis les entrepreneurs perdraient 228 — 180 = 48 piastres par tonne. Mais il faut compter que les bois formant la carcasse du keleck, qui ont à Rihanié une valeur assez faible, se revendent avec un très-grand bénéfice à Bagdad et permettent ainsi aux entrepreneurs de couvrir et au-delà leurs dépenses.

Prix de revient. — Si l'on compte 20 piastres (4f,61) pour frais d'extraction d'une tonne en y comprenant les appointements du directeur, faux frais, réparation d'outils, etc., on peut établir le prix d'une tonne de bitume rendue à Bagdad de la manière suivante :

	piastres.
Extraction	20
Transport par terre	40
Transport par eau	180
Total	240 (55f,37)

Sur ce prix on ne peut guère espérer une réduction de plus de 40 piastres (9f,23), ce qui porterait alors la tonne à 200 piastres (46f,15).

Le Vilayet consomme actuellement 10.000 tonnes de houille anglaise qui revient par tonne à 4 £ ½ ; il réaliserait donc, par l'emploi du combustible de Zaho, une économie annuelle de 700.000 francs environ.

Nous ne pouvons achever ces quelques lignes sans parler des expériences que nous avons faites avec ce bitume, comme combustible et comme charbon à gaz.

1° *Expériences sur le steamer « Mossoul » de 80 chevaux nominaux.* — Nous avons pendant plusieurs heures consécutives chauffé les chaudières de ce bateau avec le bitume

d'Herboul. La mise en pression s'est faite à peu près aussi rapidement qu'avec le charbon anglais; en marche, la pression se tenait très-bien et était sensiblement plus élevée que lorsqu'on chauffait avec la houille. Quant au poids brûlé par heure, il était le même dans les deux cas.

Après les essais nous avons visité les chaudières qui se trouvèrent intactes : les barreaux de grille n'avaient subi aucune altération sensible; les tubes étaient seulement un peu plus sales que d'habitude, mais la suie était enlevée avec la plus grande facilité en se servant de la brosse à tubes.

2° *Expériences sur une chaudière fixe système Cornouailles de 12 chevaux.* — Après plusieurs expériences faites sur cette chaudière, nous avons constaté les résultats suivants :

En chauffant au bois et en mettant la machine en marche, la pression qui, au départ, était de 55 livres anglaises par pouce carré, tombait rapidement et la pompe centrifuge actionnée par la machine, ne tournant plus assez vite, cessait d'aspirer l'eau.

Si à ce moment on remplaçait le bois par le bitume, la pression remontait rapidement jusqu'à 57 livres et se maintenait à ce point, tandis qu'en chargeant la grille avec du charbon anglais, le manomètre ne marquait plus que 55.

Devant des résultats si évidents nous n'avons pas hésité à proposer l'emploi du nouveau combustible. Le seul reproche qu'on puisse lui faire est la grande quantité de fumée qu'il dégage; mais nous sommes convaincu que lorsqu'on voudra adopter dans les foyers, soit le fumivore Thierry, soit les boîtes à air dans les autels (système Williams), on diminuera considérablement la production de la fumée.

Essais comme charbon à gaz. — Le bitume fossile d'Herboul se présente comme une substance noire, un peu brillante, à cassure conchoïde; il est excessivement riche en produits hydrogénés.

Ayant installé un petit appareil de distillation composé de deux cornues en tôle, nous fîmes des essais qui durèrent

plusieurs jours. L'appareil était disposé de manière à pouvoir recueillir les produits liquides et gazeux et être chargé en marche.

Le gaz obtenu était très-éclairant; son odeur rappelait celle du gaz d'éclairage ordinaire et n'était pas infecte malgré l'absence d'appareil laveur. Après la distillation nous avons constaté que le coke obtenu était très-acceptable, quoiqu'un peu friable; il est probable que la calcination en tas donnerait un coke meilleur et plus compacte.

Quant au goudron, il était très-abondant; le temps nous a manqué pour l'examiner au point de vue chimique; nous avons seulement pu constater qu'on pouvait chauffer les cornues en employant le coke obtenu sur lequel tombait un mince filet de ce goudron.

Nous avons dit dans le commencement de cette note qu'il existe plusieurs affleurements de ce bitume. A Serranich, on trouve le bitume intercalé dans des couches de schistes qu'il a pénétrées; il est très-impur et ne paraît pas être en quantité considérable.

Il y a aussi près d'Erbille une couche puissante de calcaire imprégnée de bitume. La proportion de bitume ne dépase pas 20 p. 100; par la combustion, ce calcaire donne une chaux de bonne qualité et légèrement hydraulique.

J'ai également rencontré en divers points, depuis Kerkouk jusqu'à Erbille, des suintements de pétrole qui pourraient sans doute être utilisés. Ces pétroles sont noirs, c'est-à-dire très-chargés de bitume, et une simple distillation les purifie suffisamment pour les rendre aptes à l'éclairage. Il y aurait donc lieu de faire quelques sondages.

Bagdad, 29 décembre 1872.

MÉMOIRE

SUR

LES COORDONNÉES CURVILIGNES

Par M. É. ROGER, ingénieur en chef des mines.

SECONDE PARTIE (*).

(Phénomènes capillaires.)

29. *Lois de Newton.* — « Si deux plaques de verre « planes et polies (supposez deux pièces d'un miroir bien « poli) sont jointes ensemble, leurs côtés parallèles et à « une très-petite distance l'un de l'autre, et que, par leurs « extrémités d'en bas, on les enfonce un peu dans un vase « plein d'eau, cette eau montera entre les deux verres, et « à mesure que les plaques seront moins éloignées, l'eau « s'élèvera à une plus grande hauteur. Si leur distance est « environ la centième partie d'un pouce, l'eau montera à « la hauteur d'environ un pouce ; et si la distance est plus « grande ou plus petite en quelque proportion que ce soit, « la hauteur sera à peu près en proportion réciproque à la « distance. Car la force attractive des verres est la même, « soit que la distance qu'il y a entre eux soit plus grande « ou plus petite, et le poids de l'eau attirée en haut est le « même, si la hauteur de l'eau est réciproquement propor- « tionnelle à la distances des verres. C'est encore ainsi que « l'eau monte entre deux plaques de marbre poli, lorsque « leurs côtés polis sont parallèles et à une fort petite dis-

(*) La première partie de ce mémoire a été insérée aux *Annales des mines*, 7e série, t. V, p. 110.

« tance l'un de l'autre. Et si l'on trempe dans une eau « dormante le bout d'un tuyau de verre fort menu, l'eau « montera dans le tuyau à une hauteur qui sera récipro- « quement proportionnelle au diamètre de la cavité du « tuyau, et égalera la hauteur à laquelle elle monte entre « les deux plaques de verre, si le demi-diamètre de la « cavité du tuyau est égal à la distance qui est entre les « plaques, ou à peu près. Du reste, toutes ces expériences « réussissent aussi bien dans le vide qu'en plein air ...., « et par conséquent elles ne dépendent en aucune manière « du poids ou de la pression de l'atmosphère. »

C'est ainsi que Newton (*) décrit les phénomènes, jusqu'alors inexpliqués, auxquels donne lieu l'ascension d'un liquide entre deux plaques verticales ou dans l'intérieur d'un tube cylindrique, et énonce les lois qui régissent les hauteurs soulevées. Il assigne en même temps la cause de ces phénomènes, et en les faisant dépendre de la force attractive des verres, « qui est la même soit que la distance « qu'il y a entre eux soit plus grande ou plus petite », il admet implicitement le principe fondamental qui depuis a été universellement adopté, savoir l'existence de forces moléculaires dont l'effet est insensible à toute distance sensible.

30. *Démonstration analytique des lois de Newton.* — Ce principe admis, la démonstration analytique des lois de Newton s'en déduit sans peine.

Supposons que la paroi soit exactement mouillée, c'est-à-dire recouverte d'une couche liquide infiniment mince; cette couche adhérente attire à son tour et maintient en équilibre les molécules appartenant à la masse liquide, libre de se mouvoir. Supposons, en outre, que la surface de la masse liquide se raccorde à la paroi sous un angle nul. Dans ce cas, qu'il s'agisse d'un tube ou de deux lames verticales, la paroi et le ménisque constituent deux sur-

(*) *Optique*, XXXIe question.

faces de révolution possédant un même équateur. L'attraction mutuelle qui correspond à l'unité linéaire du périmètre de contact est donnée par la formule (13) du n° 23, réduite à son premier terme. En conséquence, en désignant par H l'intégrale $\frac{\pi}{2}\int_0^{\lambda_1} \Pi(\lambda)\,\lambda^2 d\lambda$, par h la hauteur du centre de la colonne soulevée, par Y le volume du ménisque, et en prenant pour unité de force le poids de l'unité de volume du liquide, on aura, s'il s'agit d'un tube de diamètre D,

$$(1)\qquad \frac{\pi D^2}{4} h + Y = \pi D . H,$$

et s'il s'agit de deux lames séparées par une distance $2a$, et dont la longueur soit égale à l'unité,

$$(2)\qquad 2ah + Y = 2H.$$

Lorsque le volume Y est négligeable, ces deux équations équivalent aux lois énoncées par Newton.

Supposons maintenant que l'angle sous lequel le ménisque rencontre la paroi ne soit pas nul, ce qui arrive notamment lorsque le liquide ne mouille pas la paroi et lorsqu'il se produit une dépression. Dans ce cas, les premiers éléments du ménisque adhèrent à la paroi et retiennent à leur tour les autres molécules. La ligne qui sépare les molécules fixées à la paroi et celles qu'on doit considérer comme libres de se mouvoir sur la surface du ménisque est nécessairement une ligne de niveau très-voisine de la paroi. Lorsqu'on admet qu'autour de cette ligne idéale les attractions capillaires sont limitées à des distances insensibles, la surface du ménisque peut être remplacée, en chaque point, par son plan tangent, de sorte que la résultante des attractions s'exprime, pour une unité linéaire, par $H\cos\theta$ (n°s 21 et 22), en désignant par θ l'angle à la paroi, ou, plus exactement, l'angle que fait avec la verticale la ligne de plus grande pente tracée sur le ménisque, en cha-

cun des points de la ligne de niveau qui limite la surface libre. Les équations d'équilibre ne diffèrent des précédentes que par la substitution de $H\cos\theta$ à H; les lois de Newton sont donc encore démontrées, sous cette condition toutefois que l'angle θ devra demeurer invariable (*).

31. *Les lois de Newton sont en défaut pour les tubes très-étroits; expériences de M. Simon (de Metz).* — La loi qui fait varier la hauteur d'une colonne liquide entre deux lames verticales en raison inverse de la distance de ces lames paraît rigoureusement exacte, au moins pour les plus faibles distances expérimentées jusqu'ici. Il n'en est pas de même de la loi relative aux tubes capillaires. Des recherches expérimentales faites, il y a près de trente ans, par M. Simon (de Metz) (**) et vérifiées depuis, dans leurs

(*) La constance de l'angle à la paroi a été admise par Laplace comme un fait d'expérience. Plus tard, Gauss a essayé d'établir par l'analyse (*Mém. de Göttingue*, t. VII) qu'en effet cet angle ne saurait varier avec la distance des lames et le diamètre des tubes; c'est là le deuxième et dernier « théorème fondamental » auquel il parvient (le premier est l'absolue invariabilité du produit de la hauteur soulevée h par le diamètre D). D'après Poisson, au contraire (*Nouvelle théorie de l'action capillaire*, 1831), l'angle à la paroi dépend, toutes les autres circonstances restant les mêmes, du diamètre du tube; il resterait constant pour des lames verticales. Il résulte de nombreuses expériences faites par divers physiciens, entre autres par M. Danger (*Ann. de ch. et de phys.*, t. XXIV), par M. Bravais (*ibid.*, t. V) et par M. Wertheim (*ibid.* t. LXIII), qu'avec des substances identiques l'angle à la paroi est susceptible de variations très-étendues et qui ne paraissent assujetties à aucune loi, comme cela doit avoir lieu si l'équilibre peut exister, d'une manière plus ou moins stable, sous des angles très-divers. C'est sans doute pour cette raison que le ménisque est souvent très-longtemps à prendre sa forme définitive; il passe successivement par diverses formes possédant toutes une certaine stabilité, et caractérisées par des angles à la paroi très-différents, avant d'atteindre une forme définitive, plus stable que les précédentes. Lorsqu'il s'agit d'un liquide susceptible de mouiller exactement la paroi, la forme la plus stable ou la seule stable paraît être celle qui correspond à un angle à la paroi nul.

(**) *Ann. de ch. et de phys.*, 3e série. t. XXXII. — Voir aussi

résultats essentiels, par plusieurs physiciens, ont montré que cette loi si simple s'écarte progressivement de la réalité à mesure que les phénomènes s'opèrent dans des espaces plus étroits, c'est-à-dire dans les cas les plus propres à servir, en quelque sorte, de pierre de touche aux théories.

La discordance entre la loi de Newton et les données expérimentales a commencé à se manifester, pour les tubes expérimentés par M. Simon (de Metz), lorsque le diamètre est devenu inférieur à $0^{mm},1$. Voici les résultats qu'il a obtenus, et qui se rapportent à neuf diamètres différents; l'unité linéaire est ici le millimètre :

D... 0,05	0,030.8	0,028	0,025	0,020	0,012	0,007.5	0,007	0,006.1 (*)
hD...33,150	33,264	33,294	33,325	33,860	34,608	37,560	37,737	41,651

Si l'on construit un diagramme en prenant $\frac{1}{D^2}$ pour abscisse et hD pour ordonnée, les points qui correspondent aux quatre premiers tubes se placent assez exactement sur une même ligne droite, dont l'équation est

$$hD = K + \frac{K'}{D^2}. \tag{3}$$

Les valeurs de K et de K' qui conviennent le mieux

Wertheim (*ibid.*, t. LXIII). — L'exactitude des résultats obtenus par M. Simon (de Metz) n'a été sérieusement contestée, à notre connaissance, que par M. Desains (*ibid.*, t. II); mais il est à remarquer que les expériences de M. Desains ont porté uniquement sur des tubes d'un diamètre supérieur à $0^{mm},1$; à cette limite, la hauteur est encore sensiblement réciproque au diamètre.

(*) Les données numériques relatives à cette expérience sont contradictoires : $D = 0{,}0061$; $h = 6828$; $hD = 44{,}508$. Si, en calculant le produit 6828×61, on omet, par inadvertance, le produit du chiffre des centaines du multiplicande par le chiffre des dizaines du multiplicateur, on trouve précisément 44508. La rectification que nous proposons nous paraît, d'après cela, à peu près certaine; elle est d'ailleurs justifiée par la loi de continuité, qui s'oppose aux variations trop brusques du produit hD.

ces quatre expériences sont, à très-peu près, $K = 33,1$, $K' = 0,000.15$. Au moyen de ces constantes, l'équation précédente permet de calculer le diamètre qui correspond à chaque hauteur observée ; on obtient ainsi

D... 0,050.01 | 0,030.79 | 0,028 | 0,024.99 | 0,019.77 | 0,011.84 | 0,007.14 | 0,006.69 | 0,005.4

L'inspection du diagramme suggère une autre solution. Si l'on joint par une ligne droite les deux points qui correspondent à la seconde et à la septième expérience, les divers points du diagramme se placent, à l'exception du dernier, à une faible distance de cette ligne, qui est caractérisée par les constantes $K = 33$, $K' = 0,000.25$. Les valeurs des diamètres théoriques sont alors comme il suit :

D... 0,049 92 | 0,030.8 | 0,028.02 | 0,025.06 | 0,019.92 | 0,012.05 | 0,007.48 | 0,007.07 | 0,005.82.

On peut voir aisément que la valeur de K' ne saurait être ni sensiblement inférieure à 0,000.15, ni sensiblement supérieure à 0,000.25 ; les deux solutions qu'on vient d'indiquer sont donc deux solutions extrêmes, qui en comprennent une infinité d'autres plus ou moins satisfaisantes. En résumé, il demeure établi que la marche des phénomènes obéit, pour quatre expériences au moins, à l'équation (3), qui constitue, non la loi définitive (car elle est mise en défaut par la dernière expérience), mais une seconde approximation, la première approximation étant, comme on l'a vu, $hD =$ constante.

32. ***Si l'angle à la paroi est nul, le ménisque est surosculateur à la paroi.*** — Lorsqu'il s'agit de lames verticales parallèles ou de tubes cylindriques, si l'angle à la paroi est nul, la paroi et le ménisque forment nécessairement deux surfaces de révolution ayant un équateur commun. La formule (13) du n° 23 est donc applicable; de sorte que, dans les équations d'équilibre données tout à l'heure (n° 30), la constante H doit être remplacée par

$$H + H'\left(\frac{1}{a^2} - \frac{2}{ab} - \frac{2}{ab'} + \frac{1}{b^2} + \frac{1}{b'^2} + \frac{1}{bb'}\right),$$

en désignant par H' une seconde constante arbitraire, par a le rayon de courbure de la ligne de contact du ménisque et de la paroi, enfin par b et b' les seconds rayons de courbure de la paroi et du ménisque en un point quelconque de cette ligne de contact. Comme on le verra plus loin, le ménisque s'écarte fort peu de la forme circulaire, lorsqu'il se forme entre deux lames très-rapprochées ou dans l'intérieur d'un tube très-étroit. On a donc, dans le premier cas,

$$\frac{1}{a} = 0, \quad \frac{1}{b} = 0, \quad b' = a(1 + \varepsilon),$$

et, dans le second cas,

$$\frac{1}{2a} = \frac{1}{D}, \quad \frac{1}{b} = 0, \quad \frac{1}{2b'} = \frac{1}{D}(1 + \varepsilon'),$$

en désignant par ε et ε' de très-petites fractions de l'unité. Par suite, le coefficient qui multiplie H' tend à s'évanouir s'il s'agit d'un tube cylindrique, et se réduit sensiblement à $\frac{1}{a^2}$ pour deux lames parallèles. Dans les deux cas, la nouvelle équation d'équilibre est en défaut; il est donc impossible d'admettre que le ménisque soit simplement tangentiel à la paroi.

Mais supposons que la ligne de niveau qui sépare les molécules liquides adhérentes à la paroi et les molécules libres de se mouvoir diffère de la ligne qui marque le contact apparent du ménisque et de la paroi; supposons, en d'autres termes, qu'avant de se séparer de celle-ci, la surface libre en reproduise tout d'abord exactement la forme, et cela, sur une étendue supérieure au rayon d'activité des forces moléculaires, alors on devra, pour les lames verticales, prendre

$$\frac{1}{a} = 0, \quad \frac{1}{b} = 0, \quad \frac{1}{b'} = 0,$$

ce qui annule le terme dépendant de H'; pour les tubes, l'équation d'équilibre s'obtiendra en substituant à la constante H du n° 30, tantôt la fonction R et tantôt la fonction R + R' du n° 20, selon que le diamètre du tube sera supérieur ou inférieur au rayon d'activité des forces capillaires.

On a trouvé

$$R = \frac{\pi}{2} \sum_0^\infty \frac{\Gamma^2(2n+1)}{(n+1)\Gamma^4(n+1)\,2^{4n}D^{2n}} \int_0^{\lambda_1} \Pi(\lambda)\lambda^{2n+2}d\lambda,$$

et l'on aperçoit de suite que la fonction R introduit, dans l'expression de hD, un premier terme invariable H et un second terme proportionnel à $\frac{1}{D^2}$, ce qui s'accorde avec l'expérience. On verra tout à l'heure (n° 34) que les termes suivants de l'intégrale R se retrouvent dans la valeur expérimentale de hD; de là il est permis de conclure que, si l'angle à la paroi est nul (*), le ménisque est nécessairement surosculateur à la paroi, en ce sens qu'il a avec celle-ci un contact d'un ordre supérieur au second.

33. *Deuxième approximation; loi de la raison inverse du carré des distances.* — La ligne droite représentée par l'équation (3) du n° 31 correspond à une loi d'attraction indéterminée; il suffit que cette loi fasse décroître la force attractive assez rapidement pour qu'on puisse remplacer, au centre de chaque élément superficiel, une section normale quelconque par son cercle osculateur.

(*) Dans les expériences de M. Simon (de Metz) sur des tubes très-étroits, le liquide, s'élevant par l'attraction capillaire, mais invisible à cause de l'extrême exiguïté de la colonne, était refoulé graduellement par un appareil à air comprimé jusqu'à ce qu'une bulle d'air vînt à s'échapper du fond du tube; à ce moment, la pression de l'appareil était notée et faisait connaître l'intensité de la résistance qu'il avait fallu développer pour contre-balancer la force ascensionnelle due à la capillarité. De cette manière, le liquide se retirait lentement d'une paroi toujours mouillée; une trop grande précipitation eût pu seule compromettre les résultats de l'expérience.

Mais, en dehors de cette classe de lois en nombre infini, une autre loi, on va le voir, satisfait, avec le même degré d'approximation, aux phénomènes : c'est celle de la raison inverse du carré des distances. Soit

$$\Pi(\lambda) = \frac{i}{\lambda^2};$$

la résultante s'exprimera (n° 20) par l'une ou l'autre des formules suivantes :

$$R = f\sum_0^\infty f_n\left(\frac{\lambda_1}{D}\right)^{2n} \qquad \lambda_1 < D,$$

$$R + R' = f\frac{D}{\lambda_1}\left[1 - \sum_1^\infty (f'_n - f_n) + 2\log\text{hyp.}\frac{\lambda_1}{D} + \sum_1^\infty f'_n\left(\frac{D}{\lambda_1}\right)^{2n}\right]^{(*)} \lambda_1 > D,$$

en posant

$$f = \frac{\pi\lambda_1 i}{2}, \quad f_n = \frac{\Gamma^2(2n+1)}{(n+1)(2n+1)\Gamma^4(n+1)2^{4n}},$$

$$f'_n = \frac{\Gamma^2(2n+1)^{(**)}}{n(2n-1)\Gamma^4(n+1)2^{4n}}.$$

L'équation d'équilibre s'obtiendra (n° 30) en identifiant à $\frac{hD}{4}$ l'une ou l'autre de ces deux résultantes, selon que λ_1 est $<$ ou $>$ D.

On ne peut disposer ici que de deux constantes arbitraires, i et λ_1, ou bien f et λ_1. Si l'on prend

$$f = 8{,}27 = \frac{33{,}08}{4}, \qquad \lambda_1 = 0^{\text{mm}},011.2,$$

(*) Nous rectifions ici une erreur, facile à apercevoir, qui s'est glissée, au n° 20, dans le second membre de cette équation.

(**) Voici les valeurs de $10^6 f_n$ et de $10^6 f'_n$, de $n=1$ à $n=10$:

$10^6 f_n$...	41.667	9.375	3.488	1.662	918	559	366	252	181	134
$10^6 f'_n$...	250.000	23.437	6.510	2.670	1.346	771	482	321	225	163

on trouvera que les expériences de M. Simon (de Metz), la dernière exceptée, satisfont à l'équation d'équilibre. Voici, en effet, la série des diamètres théoriques qui correspondent aux diverses hauteurs h :

$0^{mm},050 \,|\, 0,030.8 \,|\, 0,028.02 \,|\, 0,025.04 \,|\, 0,019.82 \,|\, 0,012.02 \,|\, 0,007.48 \,|\, 0,006.96 \,|\, 0,004.80.$

Pour les sept premières expériences, les écarts δD qui existent entre les diamètres théoriques et les diamètres observés sont inférieurs à $0^{mm},0002$ en valeur absolue et à $\frac{1}{100}$ en valeur relative; mais, pour la dernière expérience, δD dépasse $0^{mm},001$, résultat évidemment inadmissible.

Lorsqu'on adopte la loi $\Pi(\lambda) = \frac{i}{\lambda^2}$, les variations que subit le produit hD ne s'expriment pas par une formule unique. Si l'on désigne, pour abréger, par v le rapport $\frac{hD}{4f}$ ou $\frac{hD}{K}$, et par u le rapport $\frac{\lambda_1^2}{D^2}$, la marche des phénomènes est représentée par le groupe des deux équations

$$\begin{cases} v = 1 + \sum_1^\infty f_n u^n & u > 0, \quad u < 1 \\ v = \dfrac{1}{\sqrt{u}}\left[1 - \sum_1^\infty (f'_n - f_n) + \text{log hyp.}\, u + \sum_1^\infty f'_n u^{-n}\right] & u > 1. \end{cases}$$

La loi qui régit v est une loi discontinue qui éprouve une altération profonde lorsque $u = 1$, c'est-à-dire lorsque le diamètre D devient égal au rayon d'attraction. Cette altération correspond à la brusque modification que subissent, sur le cylindre, les *lignes d'égale attraction* λ=const., quand la distance λ, d'abord plus petite que le diamètre, arrive à le dépasser (n° 16). Les deux valeurs de v se réduisent, pour $u = 1$, à $1 + \sum_1^\infty f_n$ ou à $1,059$.

En différentiant les deux équations précédentes, on obtient

$$\left\{\begin{aligned} \frac{dv}{du} &= \sum_1^\infty n f_n u^{n-1}, \\ \frac{dv}{du} &= \frac{1}{u\sqrt{u}} - \sum_1^\infty n f'_n u^{-\frac{2n+3}{2}} - \frac{v}{2u}. \end{aligned}\right.$$

Au point de rencontre des deux courbes, ces valeurs deviennent respectivement $\sum_1^\infty n f_n$ et $1 - \sum_1^\infty n f_n - \dfrac{1+\sum_1^\infty f_n}{2}$, ce qui, de part et d'autre, donne, tout calcul fait, $\dfrac{dv}{du} = 0{,}11$.

Il est facile de démontrer que les deux courbes doivent en effet se rencontrer tangentiellement; il suffit évidemment, pour cela, d'établir l'équation suivante :

$$(4) \qquad \sum_1^\infty 2n f'_n + \sum_1^\infty (2n+1) f_n = 1.$$

Or, si l'on se reporte au n° 20, on verra que la résultante partielle $\dfrac{dR}{d\lambda}\,d\lambda$, qui correspond à l'intervalle compris entre deux lignes d'égale attraction successives, est donnée, lorsque λ_1 est $<$ D, par l'équation

$$\frac{dR}{d\lambda} = \Pi(\lambda) \int_0^\pi \frac{(\lambda^2 - z^2)\sin^2\mu}{\sqrt{1 - \dfrac{4\lambda^2 \sin^2\mu \cos^2\mu}{D^2}}}\, d\mu = \frac{\pi}{2}\Pi(\lambda)\lambda^2\left[1 + \sum_1^\infty (2n+1) f_n \left(\frac{\lambda}{D}\right)^{2n}\right].$$

Cette équation s'applique encore lorsque λ devient identique à D, mais alors z doit-être remplacé par $\text{cotang}^2\mu$ (n° 16); z ne pouvant d'ailleurs être supérieur à D, l'in-

tégration doit être effectuée entre les limites $\frac{\pi}{2}$ et $\frac{3\pi}{2}$; de là une première forme de $\frac{dR}{d\lambda}$, savoir

$$\frac{dR}{d\lambda} = -\Pi(D)D^2 \int_{\frac{\pi}{2}}^{\frac{3\pi}{2}} \frac{1 - \frac{\cos^4\mu}{\sin^4\mu}}{\cos 2\mu} \sin^2\mu d\mu = \Pi(D)D^2 \int_{\frac{\pi}{2}}^{\frac{3\pi}{2}} \frac{d\mu}{\sin^2\mu} = 2\Pi(D)D^2.$$

La seconde forme de $\frac{dR}{d\lambda}$, à mesure que $\frac{\lambda}{D}$ s'approche de l'unité, converge vers la limite suivante:

$$\frac{dR}{d\lambda} = \frac{\pi}{2}\Pi(D)D^2 \left[1 + \sum_1^\infty (2n+1) f_n\right];$$

on doit donc avoir

$$(5) \qquad 1 + \sum_1^\infty (2n+1) f_n = \frac{4}{\pi}.$$

De même, lorsque λ_1 est supérieur à D, la résultante partielle $\frac{dR'}{d\lambda} d\lambda$ est donnée par l'équation

$$\frac{dR'}{d\lambda} = 2D\Pi(\lambda)\lambda \int_0^{\frac{\pi}{2}} \sqrt{1 - \frac{D^2 \sin^2\mu}{\lambda^2}}\, d\mu = \pi D \Pi(\lambda)\lambda \left[1 - \sum_1^\infty n f'_n \left(\frac{D}{\lambda}\right)^{2n}\right].$$

De cette équation on déduit, en y faisant $\lambda_1 = D$ et intégrant,

$$(6) \qquad \sum_1^\infty 2n f'_n = 2 - \frac{4}{\pi}.$$

Il suffit d'ajouter membre à membre les deux équations (5) et (6) pour reproduire l'équation (4), qui se trouve ainsi démontrée.

L'identité des rapports $\frac{dR}{d\lambda}$, $\frac{dR'}{d\lambda}$ pour $\lambda = D$ est tout à

fait indépendante de la loi d'attraction. Il suit de là que les deux courbes qui représentent successivement le produit hD se rencontrent toujours tangentiellement au point qui correspond à $D = \lambda_1$; mais, en ce point, il est aisé de le voir, le rapport $\frac{d^2 hD}{d^2 D}$ devient infini, ce qui accuse la discontinuité de la loi qui régit v ou hD.

34. *Discussion d'autres lois d'attraction; troisième et dernière approximation.* — Laplace a proposé de représenter la loi des attractions capillaires par une exponentielle telle que $c^{-Q\lambda}$, c étant le nombre dont le logarithme hyperbolique est l'unité, et Q un très-grand nombre. « En « effet (*), dit-il, $c^{-Q\lambda}$ est fini lorsque λ est nul et devient « nul lorsque λ est infini; de plus, il décroît avec une « extrême rapidité et le produit $\lambda^{-n} c^{-Q\lambda}$ est toujours « nul, quel que soit l'exposant n, lorsque λ est infini. » Reportons-nous à l'expression générale de la résultante R (n° 32); en intégrant dans l'hypothèse de $\lambda_1^{-n} c^{-Q\lambda_1}$ nul ou négligeable, on a

$$R = \frac{\pi}{Q^8} \sum_0^\infty \frac{(2n+1)\,\Gamma^3(2n+1)}{\Gamma^4(2n+1)\,2^{4n} Q^{2n} D^{2n}}.$$

Si la fraction $\frac{1}{QD}$, qui est toujours indépendante de l'unité linéaire, est une quantité appréciable, il est facile de voir que la série qui exprime R devient très-rapidement divergente, de sorte que la loi doit être rejetée. Si au contraire $\frac{1}{QD}$ s'évanouit quel que soit D, R se réduit à un seul terme, et le produit hD est constant. Ainsi la loi $c^{-Q\lambda}$ ne peut être acceptée que lorsqu'on considère, comme on le

(*) *Méc. Cél.* T. IV. Supplément à la *Th. de l'Act. Cap.*, p. 5.

faisait autrefois, le produit de la hauteur par le diamètre comme absolument invariable. Il en est de même de la loi $\frac{c^{-Q\lambda}}{\lambda^2}$.

Soit maintenant

$$\Pi(\lambda) = \frac{i}{\lambda^2} + \varphi(\lambda),$$

et supposons que la fonction $\varphi(\lambda)$ décroisse assez rapidement, à mesure que la distance augmente, pour n'introduire dans l'expression de R ou de hD qu'un terme constant. En désignant par ε un coefficient arbitraire, hD s'exprimera, selon que λ_1 sera $<$ ou $>$ D, par l'une ou l'autre des équations suivantes :

$$\left\{\begin{aligned} hD &= K(1-\varepsilon) + K\varepsilon \sum_0^\infty f_n \left(\frac{\lambda}{D}\right)^{2n}, \\ hD &= K(1-\varepsilon) + K\varepsilon \frac{D}{\lambda_1}\left[1 - \sum_1^\infty (f'_n - f_n) + 2 \log \text{hyp.} \frac{\lambda_1}{D} + \sum_1^\infty f'_n \left(\frac{D}{\lambda_1}\right)^{2n}\right]. \end{aligned}\right.$$

Lorsqu'on prend, pour interpréter les expériences de M. Simon (de Metz), $\varepsilon = 2$, $K = 33,1$, $\lambda_1 = 0^{mm},007.7$, on trouve que les diamètres théoriques, calculés au moyen des équations ci-dessus, doivent recevoir les valeurs

0,049.99 | 0,030.79 | 0,028 | 0,025.03 | 0,019.81 | 0,011.92 | 0,007.48 | 0,007.11 | 0,005.99.

Il convient d'observer ici que nulle part, dans l'énoncé des valeurs expérimentales des diamètres, le chiffre des cent-millièmes de millimètre n'est exprimé; de là une incertitude qui a pour limite un demi-dix-millième de millimètre. En ayant égard à cette circonstance, les corrections effectives qu'il faudrait faire subir aux diamètres mesurés pour les identifier avec les diamètres théoriques deviennent partout inférieures à $0^{mm},000.15$ en valeur absolue et à $\frac{1}{100}$ en valeur relative. L'accord est donc très-satisfai-

sant; les deux courbes théoriques qui représentent la marche des phénomènes ne s'écartent sensiblement du diagramme que là où celui-ci présente d'évidentes irrégularités dues à des erreurs d'observation.

Il ne peut rester de doute sur l'exactitude du coefficient numérique K, fourni, avec une très-grande précision, par les premières expériences. Il est d'ailleurs facile de voir, en essayant, au moyen des trois dernières expériences, diverses valeurs de λ_1, qu'on est nécessairement conduit à adopter celle de ces valeurs qui donne, à fort peu près, $s = 2$; aucune autre solution ne paraît pouvoir être admise.

On peut remplacer la fonction $\frac{i}{\lambda^2}$ par $ic^{-Q\lambda}\lambda^{-s}$, sans troubler l'accord entre la théorie et les faits d'observation; il suffit d'attribuer aux différences $s - 2$, $1 - c^{-Q\lambda_1}$ des valeurs très-voisines de zéro. Nous nous abstiendrons de rechercher ici les limites, nécessairement incertaines, que ces différences ne doivent pas dépasser. Quant à la fonction complémentaire $\varphi(\lambda)$, il est indifférent de l'identifier à l'exponentielle de Laplace $c^{-Q\lambda}$ ou bien à $\frac{c^{-Q\lambda}}{\lambda^2}$; il suffit qu'on soit assuré de l'extrême rapidité avec laquelle elle décroît.

Il serait facile d'imaginer une infinité d'autres lois d'attraction, plus ou moins vraisemblables *à priori*; une discussion plus étendue sur ce point serait sans intérêt.

35. ***Stabilité de l'équilibre.*** — Considérons une molécule ω placée sur la ligne de niveau XY qui sépare les molécules adhérentes à la paroi et celles qui sont libres de se mouvoir avec le ménisque. Supposons que l'élément ω occupe une fraction du périmètre XY précisément égale à l'unité linéaire; à cet élément sera, pour ainsi dire, suspendue une colonne liquide dont le poids P est $\frac{\pi h D^2}{4\pi D}$ ou

$\frac{hD}{4}$; en désignant par R la résultante des forces qui correspondent à la partie $\frac{i}{\lambda^2}$ de la fonction $\Pi(\lambda)$, et par $-C$ la constante introduite par la fonction complémentaire $\varphi(\lambda)$, on aura, d'après ce qu'on vient de voir,

$$P = R - C. \tag{7}$$

Cette condition est nécessaire à l'équilibre; mais une autre condition doit encore être remplie : il faut que la molécule ω, supposée légèrement écartée de sa position sur la ligne XY, tende à s'y replacer, sous l'influence des forces de diverses natures auxquelles elle est soumise. Parmi ces forces, on doit évidemment comprendre l'élasticité dont aucun corps solide ou liquide n'est dépourvu et qui résulte de l'action persistante des causes, quelles qu'elles soient, qui assignent aux molécules leurs positions relatives et tendent à les ramener à leurs places primitives lorsqu'elles s'en éloignent. L'élasticité a toujours une limite; si elle vient à être dépassée sous l'action d'une force extérieure, l'ancien équilibre se détruit. Soit ζ la distance moyenne de deux molécules superficielles, telles que ω; imprimons à ω, dans le sens vertical, un déplacement $\Delta\zeta$; il en résultera une force élastique, dont l'énergie sera une fonction tout à la fois de ζ et de $\Delta\zeta$. Cette fonction doit évidemment s'évanouir avec $\Delta\zeta$; on pourra donc la représenter, entre certaines limites, par $F(\zeta)\Delta\zeta$, $F(\zeta)$ étant simplement assujetti à devenir insensible dès que ζ est appréciable (*).

Supposons maintenant que la molécule ω, soumise en son centre aux impulsions contraires P et $R-C$, vienne à céder à l'une ou à l'autre de ces impulsions et subisse un déplacement $\Delta\zeta$. La force élastique immédiatement déve-

(*) LAMÉ, *Leçons sur la Théorie math. de l'élasticité des corps solides*, p. 7.

loppée tend à limiter ce déplacement, puis à l'annuler. Si donc on peut satisfaire à la fois aux deux équations suivantes

$$(8)\qquad F(\zeta)\Delta\zeta = R - C,$$
$$F(\zeta)\Delta\zeta = P,$$

la molécule ω ne pourra que décrire, autour d'une position moyenne, des oscillations d'une amplitude infiniment petite, et l'équilibre sera stable.

L'équation (7) est une conséquence nécessaire des deux équations précédentes; mais elle ne peut suffire à les remplacer l'une et l'autre.

Transportons-nous maintenant en un point ω' de la surface libre placé en dehors de la sphère d'attraction des molécules adhérentes à la paroi. Les forces répulsives que représente la fonction $\varphi(\lambda)$ donneront une résultante nécessairement nulle; car leur action s'éteint assez vite pour qu'on puisse supposer qu'elle ne s'étend pas au delà des limites idéales du plan tangent en ω', ou du sphéroïde osculateur (*). Toutefois, si ces forces agissent par une série d'impulsions distinctes et discontinues, chaque impulsion virtuelle, dans une direction déterminée, devra être détruite dans ses effets, soit par la force élastique, soit par les autres forces du système. D'autre part, les attractions proprement dites, qui correspondent à la fonction $\frac{1}{\lambda^2}$, donnent lieu : 1° à une composante normale dont nous n'avons pas à nous occuper ici; 2° à une composante tangentielle

(*) Nous appelons ainsi la surface qu'on obtient lorsqu'on substitue à chaque section normale son cercle osculateur. Dans les questions où la nature des surfaces est en jeu, le plan tangent et le sphéroïde osculateur jouent un rôle analogue; le plan tangent remplace la surface donnée dans une première approximation, le sphéroïde osculateur la remplace dans une seconde approximation.

T_v, parallèle à la ligne de plus grande pente et dont l'expression a été donnée à la fin du n° 17. Nous supposerons qu'il s'agisse de tubes d'un diamètre assez large pour que R se réduise à une constante; dans ce cas, T_v sera négligeable, en admettant que cette composante provienne d'une infinité d'impulsions simultanées. S'il en est ainsi, l'équilibre n'existera que sous la condition suivante

$$F(\zeta)\Delta\zeta = C. \tag{9}$$

On suppose ici que le liquide est partout homogène : dans ce cas, la force élastique et la résultante C ont les mêmes valeurs pour les deux molécules ω et ω'. De la comparaison des deux équations (8) et (9) on déduit

$$R = 2C.$$

Cette équation, qui comporte les mêmes restrictions que l'équation (9), peut, en employant les notations du numéro précédent, s'écrire comme il suit :

$$K\varepsilon = -2K(1-\varepsilon),$$

et de là

$$\varepsilon = 2.$$

36. *Équation différentielle du ménisque; restrictions essentielles.* — Considérons un élément ω appartenant à la surface du ménisque qui termine une colonne liquide soulevée ou déprimée sous l'influence des attractions capillaires. Soit h la hauteur du centre de cet élément au-dessus du niveau extérieur. Supposons que la courbure du ménisque soit partout assez faible pour qu'il soit permis de remplacer une section normale quelconque par son cercle osculateur; les attractions superficielles auxquelles l'élément ω est soumis se réduisent alors (n° 17) à une résultante normale R dont l'expression est $H\left(\frac{1}{A}+\frac{1}{B}\right)$, en dési-

gnant par A et B les rayons principaux de la surface, et en prenant $\omega = 1$. D'autre part, l'élement ω supporte, de la part du liquide ambiant, une pression normale mesurée par la hauteur h. Donc, si l'on fait abstraction de la cohésion du liquide ou de la solidarité des molécules qui le constituent, l'équation d'équilibre du ménisque sera

$$h = H\left(\frac{1}{A} + \frac{1}{B}\right). \tag{10}$$

Ce résultat comporte diverses restrictions; en premier lieu, si les rayons de courbure A et B sont l'un et l'autre comparables, ou l'un d'eux seulement, au rayon d'activité des forces capillaires, la résultante R devra être complétée par des termes d'un ordre supérieur; de plus, il peut se faire que l'intervention des forces élastiques maintienne chaque élément ω à une hauteur très-différente de celle qui lui serait assignée par l'action combinée de la gravité et des attractions capillaires. On verra plus loin que l'équation précédente s'applique encore à des tubes assez étroits et à des lames assez rapprochées pour rendre le ménisque presque circulaire; dès lors, on peut considérer les termes qui doivent compléter la résultante R comme se réduisant dans leur ensemble, pour un ménisque donné, à une quantité constante; s'il en est de même des forces développées par la solidarité des molécules, l'équation d'équilibre subsistera sous la même forme, mais à la condition de mesurer les ordonnées h à partir d'un niveau fictif, convenablement choisi.

57. ***Lois de Newton déduites de l'équation différentielle du ménisque.*** — Supposons d'abord qu'il s'agisse d'un cylindre vertical de rayon r. Prenons pour axes coordonnés l'axe Oy du cylindre et une horizontale Ox située dans le plan de niveau du liquide à l'extérieur. Considérons, dans la masse liquide, un élément de volume compris entre deux plans verticaux infiniment voisins passant par l'axe Oy, et

limité, d'un côté, par le plan de niveau $0x$, de l'autre, par la surface du ménisque, laquelle est nécessairement de révolution comme le cylindre. Le volume de cet élément sera $d\mu \int_0^r yx dx$, en désignant par $d\mu$ l'angle des deux plans verticaux qui l'interceptent. Par suite, le volume total V de la colonne liquide soulevée ou déprimée s'exprimera par l'intégrale $2\pi \int_0^r yx dx$. Mais la hauteur y (ou h) est donnée par l'équation (10); on a d'ailleurs, en désignant par θ l'angle que la première ligne de courbure (ligne de plus grande pente) fait au point (x, y) avec la verticale,

$$\cos\theta = \frac{dy}{ds}, \quad \sin\theta = \frac{dx}{ds}, \quad ds = -\mathrm{A}d\theta, \quad x = \mathrm{B}\cos\theta \text{ (*)}.$$

En conséquence, le volume V devra satisfaire à l'équation

$$\mathrm{V} = 2\pi\mathrm{H}\int_0^r \left(-\frac{d\theta}{ds} + \frac{\cos\theta}{x}\right) x dx;$$

de là, en remplaçant ds par $\frac{dx}{\sin\theta}$,

$$\mathrm{V} = 2\pi\mathrm{H}\int_0^r d(x\cos\theta).$$

Au point le plus bas, $x\cos\theta$ s'évanouit; au point le plus haut, cette fonction de l'abcisse x se réduit à $r\cos\theta$, en désignant maintenant par θ l'angle à la paroi : on a donc, l'intégration effectuée

$$\mathrm{V} = \pi\mathrm{DH}\cos\theta. \tag{11}$$

Soient maintenant deux lames verticales, séparées par une distance $2a$. La surface fluide prend nécessairement, à l'intérieur de ces lames, la forme d'un cylindre droit à

(*) Théorème de Meusnier.

arêtes horizontales, de sorte que l'équation d'équilibre se réduit à

$$h = \frac{H}{A}.$$

Considérons une section obtenue en coupant la masse liquide par un plan vertical perpendiculaire aux lames. Prenons, dans ce plan, pour axe des x, une horizontale Ox appartenant au plan du niveau extérieur, et pour axe des y, une verticale Oy située à égale distance des deux lames. La surface totale de la section sera $2\int_0^a y\,dx$, ou bien, en vertu de l'équation d'équilibre, $2H\int_0^a \frac{dx}{A}$. Le volume V compris entre deux sections séparées par une distance égale à l'unité linéaire devra, d'après cela, satisfaire à l'équation

$$V = 2H\int_0^a - \frac{d\theta}{ds}\,dx;$$

de là, en substituant $\sin\theta$ à $\frac{dx}{ds}$ et intégrant entre les limites $\frac{\pi}{2}$ et θ,

$$(12) \qquad V = 2H\cos\theta.$$

Les équations (11) et (12) établissent les lois de Newton dans les limites où se vérifie elle-même l'équation d'équilibre du numéro précédent.

L'analyse introduit dans deux questions essentiellement différentes (n°s 30 et 36) une même constante arbitraire $\frac{\pi}{2}\int_0^{\lambda_1}\Pi(\lambda)\lambda^2 d\lambda$ ou H ; de là, soit pour les tubes cylindriques, soit pour les lames parallèles, deux expressions du volume soulevé ou déprimé qui doivent évidemment se réduire, dans chaque cas, à une seule et s'y réduisent en effet. Il en serait tout autrement, et l'on aboutirait à des résultats

contradictoires, si, dans la recherche des conditions d'équilibre du ménisque, les attractions superficielles n'étaient pas seules prises en considération; on aurait alors, pour tenir compte de tous les éléments de volume, à ajouter à la constante H des n°s 17 et 30 une deuxième constante, équivalente à l'intégrale $\frac{\pi}{2}\int_0^{\lambda_1}\varphi(\lambda)\lambda^3 d\lambda$ du n° 28; il faut donc que cette deuxième constante s'évanouisse, ce qui exige que l'on ait, quel que soit λ, $\varphi(\lambda) = 0$ (*).

38. *Lames parallèles; expériences de M. Wertheim.* — On doit à M. Wertheim une série d'expériences remarquables, qui se rapportent à l'ascension de la cire fondue entre deux glaces polies, verticales et parallèles, et à la dépression du mercure entre les mêmes glaces (**). Ces expériences sont solidaires, M. Wertheim obtenant chaque fois un double ménisque en cire, superposé à la colonne mercurielle. Chacun de ces ménisques, considéré isolément, doit satisfaire à l'équation d'équilibre (10), les hauteurs étant comptées à partir d'un plan horizontal choisi de telle sorte que les

(*) L'équation d'équilibre du ménisque a été donnée pour la première fois par Thomas Young, qui l'a déduite de considérations ingénieuses sur la tension des surfaces élastiques (*Trans. phil.*, 1805). Mais il n'y a pas d'apparence que l'élasticité des surfaces ait à jouer un rôle prédominant dans les phénomènes capillaires. Le résultat obtenu par Young ne saurait d'ailleurs surprendre beaucoup; la courbure moyenne $\frac{1}{2}\left(\frac{1}{A}+\frac{1}{B}\right)$ peut en effet s'introduire dans une multitude de questions très-différentes, lorsque la solution dépend de la forme qu'une surface présente en chacun de ses points. Plus tard, Laplace est parvenu à la même équation d'équilibre en considérant les actions exercées par le liquide ambiant sur un canal infiniment délié, normal à la surface du ménisque. Là encore, quoique Laplace ait fait un grand pas vers la vraie solution, on ne doit voir qu'une rencontre fortuite, qui s'explique d'elle-même si l'on observe que les attractions dont il s'agit ont une résultante qui ne diffère de celle qui correspond aux attractions purement superficielles que par la signification analytique de la constante arbitraire (n°s 17 et 28).

(**) *Ann. de ch. et de phys.*, t. LXIII (1861).

pressions verticales y soient nulles. Si ce plan coïncide avec le niveau extérieur du mercure, l'unité de force, pour le ménisque inférieur, sera la différence des poids de l'unité de volume du mercure et de la cire, et, pour le ménisque supérieur, le poids de l'unité de volume de la cire.

Dans le système (x, y), défini au numéro précédent, l'équation d'équilibre peut s'écrire sous cette forme

$$(13) \qquad y = -H\frac{d\theta}{ds}.$$

Après avoir multiplié les deux membres de cette équation par dy, on pourra, en observant que $\frac{dy}{ds}$ n'est autre chose que $\cos\theta$, intégrer une première fois, et l'on obtiendra, en désignant par h la hauteur du centre du ménisque,

$$(14) \qquad y^2 - h^2 = 2H(1 - \sin\theta).$$

Cette équation, dans laquelle on peut supposer que y désigne la hauteur au point le plus haut et θ l'angle à la paroi, combinée avec l'équation (12), permet de déterminer à la fois H et θ, lorsque l'expérience fait connaître V, h et y.

Cela posé, nous résumerons dans le tableau suivant les résultats des expériences de M. Wertheim ; l'unité linéaire est ici le millimètre.

$2a$	CIRE.			MERCURE.		
	h	y	Y	h	y	Y
8,020	0,53	2,72	3,026	0,25	1,97	2,188
4,752	1,12	2,79	1,751	0,49	2,09	1,644
2,436	2,71	3,72	0,581	1,21	2,21	0,600
1,970	3,37	4,20	0,372	1,89	2,64	0,344
1,460	4,76	5,38	0,203	2,73	3,16	0,131
1,060	6,66	7,15	0,108	3,86	4,21	0,087
0,650	9,53	9,88	0,054	5,61	5,78	0,025
0,410	16,87	17,08	0,027	10,02	10,18	0,012

Des données qu'on vient d'énoncer on déduit, pour les ménisques de cire, les valeurs suivantes de θ et de 2H :

θ...	1° 16′	4° 34′	5° 46′	6° 16′	7° 22′	3° 16′	—0° 56′	—1° 30′
2H...	7,28	7,10	7,22	7,05	7,21	7,18	6,68	6,95

Il est facile de s'assurer que, si les mesures linéaires comportent des erreurs dont la limite serait $\pm$ 0^{mm},01, les valeurs de 2H peuvent être considérées comme partout identiques, la septième expérience étant toutefois exceptée. L'angle θ n'en est pas moins soumis à des variations très-étendues (de 0° à 7°).

Pour les ménisques mercuriels, on obtient :

θ...	5° 24′	—2° 12′	2° 6′	10° 16′	26° 48′	21° 54′	37° 10′	13° 46′
2H...	4,21	3,97	3,55	4,13	4,61	4,50	4,89	4,24

Les valeurs de 2H présentent ici des discordances trop considérables pour qu'on puisse les attribuer uniquement à des erreurs de mesures; on doit en conclure que l'état physique des substances en contact n'a pu être maintenu constant. Quant aux variations de l'angle à la paroi, elles ne paraissent nullement liées à celles de la force attractive.

39. ***Intégration de l'équation différentielle du ménisque dans le cas d'une lame verticale.*** — Lorsqu'il s'agit d'une lame unique, l'équation (14) devient

$$y^2 = 2H(1 - \sin\theta). \tag{15}$$

D'autre part, l'équation (13) peut s'écrire ainsi :

$$y = -H\frac{d\theta}{dx}\sin\theta.$$

En éliminant y entre ces deux équations, on obtient

$$dx = -\sqrt{\frac{H}{2}}\frac{\sin\theta}{\sqrt{1-\sin\theta}}\,d\theta.$$

Désignons par 2φ l'angle $\frac{\pi}{2} - \theta$, nous aurons

$$dx = \sqrt{H}\,\frac{1 - 2\sin^2\varphi}{\sin\varphi}\,d\varphi.$$

Le second membre de cette équation est une différentielle exacte; en intégrant, on a

$$x = \sqrt{H}\left(\log\text{hyp. tang}\frac{\varphi}{2} + 2\cos\varphi\right) + \text{const.}$$

Il est facile d'exprimer x en fonction de y; en effet, on a, en vertu de l'équation (15),

$$\sin\varphi = \frac{y}{2\sqrt{H}},$$

et, par suite,

$$x = \sqrt{H}\left(\log\text{hyp.}\frac{\dfrac{y}{2\sqrt{H}}}{1 + \sqrt{1 - \dfrac{y^2}{4H}}} + 2\sqrt{1 - \frac{y^2}{4H}}\right) + \text{const.}$$

Si l'on place l'origine des coordonnées sur la lame même, on aura, en désignant par h l'ordonnée du point le plus élevé, et en comptant les x positifs du côté du ménisque,

$$x = \sqrt{H}\left[\log\text{hyp.}\frac{1 + \sqrt{1 - \dfrac{y^2}{4H}}}{1 + \sqrt{1 - \dfrac{h^2}{4H}}}\,\frac{h}{y} + 2\left(\sqrt{1 - \frac{h^2}{4H}} - \sqrt{1 - \frac{y^2}{4H}}\right)\right]$$

L'ordonnée h est d'ailleurs liée à l'angle à la paroi θ par l'équation

$$h^2 = 2H(1 - \sin\theta).$$

Lorsque l'angle à la paroi est nul, on a simplement $h^2 = 2H$; l'équation du ménisque devient alors

$$x = \frac{h}{\sqrt{2}} \log \text{hyp.} \frac{h\sqrt{2} + \sqrt{2h^2 - y^2}}{(1+\sqrt{2})y} + h - \sqrt{2h^2 - y^2}.$$

L'équation précédente, applicable seulement aux ménisques tangentiels à la paroi, a déjà été donnée par M. Hagen (*); ce physicien en a de plus vérifié l'exactitude par une série d'expériences très-délicates.

40. *Intégration par approximation de l'équation différentielle du ménisque dans le cas d'un tube très-étroit.* — On a vu que lorsqu'il s'agit de tubes de plus en plus étroits, la hautenr h du point le plus bas du ménisque augmente progressivement; en même temps, les différences de hauteur des divers points du ménisque tendent à devenir négligeables par rapport à la hauteur h; la courbure moyenne tend donc à devenir constante. Lorsque le diamètre D est voisin de zéro, la surface du ménisque est sensiblement circulaire; cette forme convient en effet, par sa symétrie absolue, à l'équilibre d'une surface fluide soumise en chaque point à une pression constante et aux attractions mutuelles de ses éléments.

D'après cela, en désignant par w et v deux quantités très-petites, l'une constante, l'autre fonction de l'ordonnée y, l'équation de la surface d'un ménisque formé à l'intérieur d'un tube cylindrique très-étroit, pourra s'écrire ainsi, dans le système des coordonnées curvilignes (x, y, μ) du n° 37, l'origine étant placée au centre du ménisque et le rayon du cylindre étant pris pour unité,

$$(16) \qquad x = \sqrt{2(1+w)y - (1+v)y^2}.$$

Nous allons déterminer approximativement w et v, en

(*) *Annales de Poggendorf*, 1845.

supposant qu'on ait seulement à tenir compte des premières puissances des quantités w, v, $\frac{dv}{dy}$ ou v', $\frac{d^2v}{dy^2}$ ou v''.

Soient θ l'angle que la tangente à la courbe méridienne (16) fait, en un point quelconque M, avec la verticale ; X et Θ les valeurs que prennent l'abscisse x et l'angle θ lorsqu'on annule w et v ; nous aurons

$$X = \sqrt{2y - y^2}, \quad \sin\Theta = 1 - y, \quad \cos\Theta = X,$$

$$\operatorname{tang}\Theta = \frac{dX}{dy} = \frac{1-y}{X}.$$

On peut remplacer l'équation (16) par celle-ci

$$x = X + \frac{y}{X}w - \frac{y^2}{2X}v,$$

d'où

$$\operatorname{tang}\theta = \operatorname{tang}\Theta + \frac{y}{X^3}w - \frac{3y^2 - y^3}{2X^3}v - \frac{y^2}{2X}v'.$$

En conséquence, si l'on désigne par ε la différence $\operatorname{tang}\theta - \operatorname{tang}\Theta$, quantité du même ordre que w et v, on aura

$$(17) \qquad \varepsilon\cos^3\Theta = yw - \frac{3y^2 - y^3}{2}v - \frac{2y^3 - y^4}{2}v'.$$

D'autre part, on a

$$\cos\theta = \cos\Theta - \varepsilon\sin\Theta\cos^2\Theta,$$

$$\sin\theta = \sin\Theta + \varepsilon\cos^3\Theta;$$

en différentiant l'équation précédente, on obtient, après avoir remplacé $\cos\theta\frac{d\theta}{dy}$ par $-\frac{1}{A}$ et $\cos\Theta\frac{d\Theta}{dy}$ par -1,

$$\frac{1}{A} = 1 - \frac{d\varepsilon\cos^3\Theta}{dy};$$

de là, en éliminant $\frac{d\varepsilon\cos^2\theta}{dy}$ au moyen de l'équation (17) différentiée,

$$\frac{1}{A} = 1 - w + \frac{6y - 3y^2}{2} v + \frac{9y^2 - 5y^3}{2} v' + \frac{2y^3 - y^4}{2} v''.$$

Le second rayon de courbure est donné par l'équation

$$\frac{1}{B} = \frac{\cos\theta}{x}.$$

Si l'on remplace $\cos\theta$ et x par leurs valeurs, on obtiendra, après quelques réductions,

$$\frac{1}{B} = 1 - w + \frac{2y - y^2}{2} v + \frac{y^2 - y^3}{2} v'.$$

Par suite, l'équation d'équilibre (10) prendra la forme suivante, h désignant maintenant la hauteur du point central, origine des coordonnées,

$$h + y = 2H\left[1 - w + (2y - y^2)v + \frac{5y^2 - 3y^3}{2}\frac{dv}{dy} + \right.$$
$$\left. + \frac{2y^3 - y^4}{4}\frac{d^2v}{dy^2}\right].$$

On déterminera w en faisant $y = 0$, ce qui donne

$$h = 2H(1 - w);$$

en éliminant h, l'équation différentielle ci-dessus deviendra

$$\frac{2}{H} = (8 - 4y)v + (10 - 6y)y\frac{dv}{dy} + (2 - y)y^2\frac{d^2v}{dy^2}.$$

Telle est l'équation qu'il s'agit maintenant d'intégrer par approximation.

Considérons, pour plus de généralité, l'équation différentielle du m^{ième} ordre

$$(18)\quad \left\{ \begin{aligned} c &= (s_0 + t_0 y)v + (s_1 + t_1 y)y\frac{dv}{dy} + \ldots + \\ &+ (s_m + t_m y)y^m \frac{d^m v}{dy^m}, \end{aligned} \right.$$

dans laquelle c, s_0, $t_0 \ldots\ldots s_m$, t_m, désignent des coefficients numériques arbitraires. Imaginons qu'on développe l'intégrale v suivant les puissances croissantes de y, et posons, en introduisant de nouvelles constantes $c_0, c_1 \ldots\ldots c_n$,

$$v = \sum_0^\infty c_n y^n;$$

l'équation différentielle prendra la forme suivante :

$$\begin{aligned} c &= (s_0 + t_0 y)\sum_0^\infty c_n y^n + (s_1 + t_1 y)\sum_0^\infty n c_n y^n + \ldots + \\ &+ (s_m + t_m y)\sum_0^\infty n(n-1)\ldots(n-m+1)c_n y^n. \end{aligned}$$

De là

$$\begin{aligned} c &= c_0 s_0 + \sum_1^\infty y^n \Big\{ c_n[s_0 + s_1 n + \ldots + s_m n(n-1)\ldots(n-m+1)] + \\ &+ c_{n-1}[t_0 + t_1(n-1) + \ldots + t_m(n-1)(n-2)\ldots(n-m)] \Big\}. \end{aligned}$$

Cette équation devant subsister quel que soit y, on en conclut

$$c_0 = \frac{c}{s_0}, \quad c_n = -\frac{t_0 + t_1(n-1) + \ldots + t_m(n-1)(n-2)\ldots(n-m)}{s_0 + s_1 n + \ldots + s_m n(n-1)\ldots(n-m+1)}\, c_{n-1}.$$

Réciproquement, étant donnée une fonction v qui s'exprime par une série indéfinie de termes $c_n y^n$ tels que le rapport $\frac{c_n}{c_{n-1}}$ soit représenté par le quotient de deux polynômes algébriques du m^{ième} degré $F(n)$ et $f(n)$, il sera aisé

de reconstruire l'équation différentielle du $m^{ième}$ ordre à laquelle doit satisfaire la fonction génératrice de la série. Il suffira, en effet, de mettre le numérateur $F(n)$ sous la forme $t_0 + t_1(n-1) + \ldots + t_m(n-1)(n-2)\ldots(n-m)$ et le dénominateur $f(n)$ sous la forme $s_0 + s_1 n + \ldots + s_m n(n-1)\ldots(n-m+1)$; par là seront déterminés les coefficients numériques du second membre de l'équation différentielle; quant à la constante c, sa valeur sera $c_0 s_0$.

Dans le cas présent, nous aurons

$$c_0 = \frac{1}{4H}, \quad c_n = \frac{4 + 6(n-1) + (n-1)(n-2)}{8 + 10n + 2n(n-1)} c_{n-1} = \\ = \frac{n(n+3)}{2(n+2)^2} c_{n-1},$$

de là l'intégrale particulière qu'il s'agissait d'obtenir :

$$v = \frac{1}{4H}\left[1 + \frac{2}{3}\sum_1^{\infty} \frac{n+3}{(n+1)(n+2)}\left(\frac{y}{2}\right)^n\right].$$

Il est facile de voir que le rapport $\frac{n(n+3)}{(n+2)^2}\frac{y}{2}$ est tout au plus égal à $\frac{1}{2}$; la convergence de la série est donc assurée.

On peut, dans certains cas, satisfaire, avec une exactitude suffisante, à l'équation (18), au moyen d'une fonction de cette forme :

$$v = \frac{v_0}{1 - uy},$$

où v_0 et u désignent des coefficients numériques convenablement choisis. En effet, on a successivement

$$\frac{dv}{dy} = v_0 \frac{u}{(1-uy)^2}, \quad \frac{d^2v}{dy^2} = v_0 \frac{2u^2}{(1-uy)^3} \ldots\ldots \\ \frac{d^m v}{dy^m} = v_0 \frac{\Gamma(m+1)u^m}{(1+uy)^{m+1}}.$$

Par suite, l'équation (18) deviendra

$$\frac{c}{v_0}(1-uy)^{m+1} = (s_0+t_0y)(1-uy)^m + \\ +(s_1+t_1y)(1-uy)^{m-1}uy + \ldots + (s_m+t^m y)\Gamma(m+1)u^m y^m.$$

En faisant $y=0$, cette équation donne

$$v_0 = \frac{c}{s_0} = c_0;$$

d'autre part, on annulera le coefficient de la première puissance de y en déterminant u par la condition

$$-(m+1)s_0u = t_0 - ms_0u + s_1u,$$

d'où, en désignant par u_0 cette solution particulière,

$$u_0 = -\frac{t_0}{s_0+s_1}.$$

Une autre valeur de u s'obtiendrait en prenant, par exemple, $y=1$; on a, dans cette hypothèse,

$$-s_0(1-u)^{m+1} + (s_0+t_0)(1-u)^m + \ldots + (s_m+t_m)\Gamma(m+1)u^m = 0.$$

Supposons que, tout calcul fait, on trouve qu'on peut satisfaire à cette équation par une valeur u_1 très-voisine de u_0, il sera généralement permis de considérer u comme invariable, du moins lorsque y restera >0 et <1, pourvu qu'on soit assuré que la valeur de u est toujours comprise entre les limites u_0, u_1. Or, pour le ménisque dont il s'agit ici, on a

$$v_0 = \frac{1}{4H}, \quad u_0 = \frac{4}{8+10} = \frac{2}{9} = 0,222;$$

on trouve ensuite que l'équation de laquelle u_1 dépend est

$$-8(1-u)^3 + 4(1-u)^2 + 4u(1-u) + 2u^2 = 0,$$

ou, en réduisant,

$$4u^3 - 11u^2 + 10u - 2 = 0.$$

Cette équation donne

$$u_1 = 0{,}265.$$

Les deux valeurs u_0, u_1 diffèrent très-peu; la marche même du calcul indique d'ailleurs que l'ordonnée y et l'auxiliaire u croissent ou décroissent simultanément. Nous prendrons, d'après cela, $u = \frac{1}{4}$, ce qui donne

$$v = \frac{1}{4H\left(1 - \frac{y}{4}\right)}.$$

Pour restituer à l'unité linéaire son indétermination, il suffit, en désignant par a le rayon du cylindre, de remplacer dans les résultats de l'analyse précédente, x par $\frac{x}{a}$, y par $\frac{y}{a}$, h par $\frac{h}{a}$ et H par $\frac{H}{a^2}$; on a ainsi

$$w = 1 - \frac{ah}{2H}, \quad v = \frac{a^2}{4H\left(1 - \frac{y}{4a}\right)}.$$

Si l'angle à la paroi est nul, la hauteur h est déterminée par l'équation (1) du n° 30; par suite, on a, dans ce cas,

$$w = \frac{Y}{2\pi a H}.$$

l résulte de cette équation même qu'il est permis, dans l'évaluation du volume Y, de considérer le ménisque comme sphérique, car on ne néglige que des quantités de l'ordre de w^2; on obtient ainsi

$$w = \frac{\pi a^3 - \frac{2}{3}\pi a^3}{2\pi a H} = \frac{a^2}{6H}.$$

En conséquence, lorsque le ménisque est tangentiel à la paroi, la surface libre a pour équation, en coordonnées (x, y, μ),

$$x = \sqrt{2a\left(1+\frac{a^2}{6H}\right)y - \left[1+\frac{a^2}{4H\left(1-\frac{y}{4a}\right)}\right]y^2}.$$

En définitive, on peut se représenter une section principale du ménisque comme formée par une succession d'ellipses dont les axes 2α, 2β satisferaient, pour une ordonnée y, aux conditions suivantes :

$$\alpha = \frac{a(1+w)}{\sqrt{1+v}}, \qquad \beta = \frac{a(1+w)}{1+v}.$$

Toutes ces ellipses ont un sommet commun, placé au centre du ménisque; en ce point, leur courbure $\frac{\beta}{\alpha^2}$ est identique. Dans le voisinage de la paroi, on a, lorsque $\theta = 0$

$$\alpha = a, \qquad \beta = \frac{a}{1+\frac{a^2}{6H}}.$$

En essayant de représenter empiriquement les résultats d'une série d'expériences sur des tubes très-étroits, M. Desains (*) a été conduit à adopter une ellipse dont les axes reproduisent identiquement les valeurs théoriques de α et de β que nous venons d'obtenir en dernier lieu. Notre analyse fait connaître les restrictions auxquelles cette solution est subordonnée : il faut que le ménisque soit tangentiel à la paroi et qu'il s'écarte très-peu de la forme circulaire.

(*) *Annales de ch. et de phys.*, t. LI (1857), p. 399.

41. *Intégration par approximation de l'équation différentielle du ménisque dans le cas de deux lames très-rapprochées.* — En coordonnées (x, y, z), le plan xy étant normal aux parois, la surface libre peut être représentée par l'équation (16) du numéro précédent ; par suite, l'équation d'équilibre sera

$$h + y = \mathrm{H}\left(1 - w + \frac{6y - 3y^2}{2} v + \frac{9y^2 - 5y^3}{2}\frac{dv}{dy} + \right.$$
$$\left. + \frac{2y^3 - y^4}{2}\frac{d^2v}{dy^2}\right).$$

De là, en faisant $y = 0$ et en restituant à l'unité linéaire son indétermination,

(19) $$h = \frac{\mathrm{H}}{a}(1 - w).$$

Si l'angle à la paroi est nul, l'équation précédente, combinée avec l'équation (2) du n° 30, donne

$$w = \frac{\mathrm{Y}}{2\mathrm{H}}.$$

On peut, dans l'évaluation de Y, considérer le ménisque comme circulaire et prendre $\pi = \frac{22}{7}$; on obtient ainsi

$$w = \frac{2a^2 - \frac{\pi a^2}{2}}{2\mathrm{H}} = \frac{3a^2}{14\mathrm{H}}.$$

En éliminant w, l'équation d'équilibre devient

$$\frac{2}{\mathrm{H}} = (6 - 3y)v + (9 - 5y)y\frac{dv}{dy} + (2 - y)y^2\frac{d^2v}{dy^2}.$$

Si l'on exprime v par $\sum_0^\infty c_n y^n$, on aura

$$c_0 = \frac{1}{3\mathrm{H}},\quad c_n = \frac{3 + 5(n-1) + (n-1)(n-2)}{6 + 9n + 2n(n-1)} c_{n-1} = \frac{n}{2n+3} c_{n-1};$$

la valeur de v sera donc

$$v = \frac{1}{3H}\left[1 + \sum_1^\infty \frac{1.2.3\ldots\ldots n}{5.7.9\ldots\ldots(2n+3)} y^n\right].$$

Le rapport $\frac{c_n}{c_{n-1}}$ peut s'écrire ainsi : $\frac{1+(n-1)}{3+2n}$; v doit donc, d'après ce qui a été dit ci-dessus (n° 40), satisfaire à l'équation suivante, qu'on peut aussi déduire de l'équation (14) en y remplaçant y par $h+y$ et $\sin\theta$ par $1-y+yw-\frac{3y^2-y^3}{2}v-\frac{2y^3-y^4}{2}\frac{dv}{dy}$,

$$\frac{1}{H} = (3-y)v + (2-y)y\frac{dv}{dy}.$$

Si maintenant nous posons

$$v = \frac{v_0}{1-uy},$$

nous aurons

$$v_0 = \frac{1}{3H}, \quad u_0 = \frac{1}{5} = 0{,}20.$$

On déterminera ensuite u_1 par la condition

$$-3(1-u)^2 + 2(1-u) + u = 0;$$

d'où, en réduisant,

$$3u^2 - 5u + 1 = 0.$$

Cette équation donne, avec une deuxième racine inadmissible,

$$u_1 = 0{,}23,$$

valeur très-peu différente de u_0. On pourra donc, quelque soit y, prendre $u = \frac{2}{9} = 0{,}22$, de sorte que l'équation du ménisque deviendra

$$(20) \quad x = \sqrt{2a\left(1+\frac{3a^2}{14H}\right)y - \left[1 + \frac{a^2}{3H\left(1-\frac{2y}{9a}\right)}\right]y^2}.$$

C'est l'équation d'une série d'ellipses dont les axes 2α, 2β sont respectivement $\frac{2a(1+w)}{\sqrt{1+v}}$, $\frac{2a(1+w)}{1+v}$. Dans le voisinage de la paroi, on a

$$\alpha = a, \quad \beta = \frac{a}{1+\frac{3a^2}{14H}}.$$

Lorsque l'angle à la paroi n'est pas nul, l'équation (20) subsiste encore; seulement la constante $\frac{3a^2}{14H}$ (ou w) doit être remplacée par $\frac{Y}{2H}$.

Il est facile de déduire l'angle à la paroi de la hauteur h' du point le plus élevé; en effet, on a pour un point quelconque, en considérant α et β comme invariables,

$$\tang\theta = \frac{dx}{dy} = \frac{\alpha^2}{\beta^2}\frac{\beta-y}{x};$$

de là, en remplaçant x par a et y par $h'-h$ et éliminant α et β,

$$\tang\theta = 1+w-(1+v)\frac{h'-h}{a}.$$

Appliquée aux six dernières expériences de M. Wertheim (n° 38), cette formule donne les valeurs suivantes de θ :

(Cire).	6° 17′	6° 39′	7° 35′	3° 30′	−0° 47′	−1° 28′
(Mercure). . . .	3° 7′	10° 28′	26° 2′	21° 36′	37° 43′	13° 45′

Ces déterminations s'accordent assez exactement avec les valeurs de θ qu'on a déduites, au n° 38, de la comparaison des différences h'^2-h^2 avec les volumes V pour qu'il soit permis de considérer l'équation théorique du ménisque en termes finis comme confirmée, dans une certaine mesure, par l'expérience.

42. *Lames verticales juxtaposées.* — Si l'on plonge dans un liquide deux lames verticales comprenant entre elles un angle dièdre très-aigu, on observe que le liquide s'élève à l'intérieur des lames et que son niveau y forme une courbe convexe vers l'horizon. Cette courbe est une hyperbole équilatère dont les asymptotes sont, l'une verticale (l'arête de l'angle dièdre), l'autre horizontale. Voici comment on le démontre d'ordinaire. « Si l'on prend pour axe des « y (*) l'arête de contact, pour axe des x une droite hori- « zontale située dans le plan du niveau extérieur au mi- « lieu des deux lames, que l'on mène dans ce dernier plan « des perperpendiculaires à l'axe des x, mesurant les « écartements z des lames inclinées à différentes distances « x de l'arête de contact, les hauteurs y du liquide, à ces « différentes distances, seront, comme pour les lames « parallèles, en raison inverse de ces écartements. Ainsi y « sera en raison inverse de z, ou de x auquel z est propor- « tionnel ; le produit xy sera donc constant. »

Ces déductions supposent implicitement : 1° que la masse liquide étant divisée en tranches successives par des plans normaux à la bissectrice Ox, chaque tranche, considérée isolément, doit être en équilibre, hypothèse très-plausible et que nous admettrons ; 2° que les lames, quoique légèrement obliques, peuvent, dans chaque tranche, être regardées comme parallèles, ce qui ne serait admissible que si l'on n'avait pas à se préoccuper de la forme même du ménisque qui est entièrement modifiée, le ménisque se terminant ici par deux courbes de plus en plus inclinées à l'horizon, et, dans le cas des lames parallèles, par deux droites horizontales.

Soient θ l'angle du ménisque avec l'une des parois en un point M, 2φ l'angle des deux lames et ds un élément li-

(*) LAMÉ, *Cours de physique de l'École Polytechnique*, t. I, p. 186.

néaire MM′ de l'une des lignes de contact, l'attraction de la paroi produira en M une force Hds normale à l'élément ds, et cette force donnera lieu à deux composantes, l'une, $H \cos \theta ds$, dans le plan de la paroi, la seconde, $H \sin \theta ds$, normale à ce plan et détruite par la résistance de la paroi. La composante $H \cos \theta ds$ donne à son tour deux forces, l'une horizontale et sans influence sur les conditions d'équilibre, l'autre verticale $H \cos \theta \dfrac{dx}{\cos \varphi ds} ds$ ou simplement $H \cos \theta \dfrac{dx}{\cos \varphi}$. Cette dernière force est indépendante de l'inclinaison de l'élément MM′; elle est identique à celle que l'attraction de la paroi produit lorsque la ligne de contact est horizontale. Si donc chaque tranche normale à la bissectrice est isolément en équilibre, et si l'angle θ est invariable, le volume soulevé, nécessairement proportionnel à $H \cos \theta \dfrac{dx}{\cos \varphi}$, doit être constant; il en sera de même du produit xy, pourvu qu'il soit permis de faire abstraction des différences de hauteur dans toute l'étendue de la surface intérieure d'une tranche.

43. *Tubes coniques.* — Les conditions d'équilibre d'une petite colonne liquide renfermée dans un tube conique capillaire ouvert par ses deux extrémités ont été établies comme il suit par Laplace (*), d'après la considération de la forme affectée par la goutte :

« Soit ABCD ce tube et MM′N′N la colonne fluide. Suppo-
« sons d'abord l'axe OE du tube, horizontal, O étant le
« sommet du cône prolongé par la pensée. Supposons de
« plus la surface du fluide, concave. Il est visible que le
« tube étant plus étroit en p qu'en p', le rayon de cour-
« bure de sa surface est plus petit dans le premier point
« que dans le second. En nommant donc b et b' ces rayons,

(*) *Méc. Cél.* Supplément au Xe livre. T. IV, p. 32, 33 et 34.

« l'action du fluide en p, sur un canal infiniment étroit « pp' sera $K - \frac{H}{b}$, et en p' cette action sera $K - \frac{H}{b'}$; ainsi b' « étant plus grand que b, cette action sera plus grande en « p' qu'en p, et par conséquent le fluide renfermé dans le « canal tendra à se mouvoir vers le sommet O du cône. « Ce serait le contraire si la surface du fluide était con- « vexe.....

« Déterminons les rayons de courbure b et b'. Soit $Oq = a$ « q étant le milieu de pp'. Nommons de plus 2α, la lon- « gueur pp' de la goutte, et ϖ l'angle très-petit MOp. En- « fin nommons θ' le complément de l'inclinaison du côté « extrême de l'arc pM, sur le côté OM du tube. Il est fa- « cile de voir que si l'on suppose les courbes MpN et « $M'p'N'$ circulaires, on aura (*)

$$b = \frac{(a-\alpha)\tang\varpi}{\sin\theta' + \tang\varpi}; \quad b' = \frac{(a+\alpha)\tang\varpi}{\sin\theta' - \tang\varpi},$$

« ce qui donne

$$\frac{H}{b} - \frac{H}{b'} = \frac{H\sin\theta'}{\tang\varpi}\left(\frac{2\alpha}{a^2} + \frac{2\alpha^3}{a^4} + \dots\right) + \frac{2H}{a} + \frac{2H\alpha^2}{a^3} + \dots$$

« Mais si en élevant le point A, on incline à l'horizon « l'axe OE, d'un angle V, le poids de la colonne pp' sera « $2g\alpha.\sin V$, g étant la pesanteur : lorsque la colonne reste

(*) Si l'on mène le rayon MP, l'angle que ce rayon fait avec l'arête OM est θ'; dès lors, le triangle OPM donne $OP = \frac{b\sin\theta'}{\sin\varpi}$; d'autre part, $OP = a - \alpha - b$; de là $b = \frac{(a-\alpha)\sin\varpi}{\sin\theta' + \sin\varpi}$; on obtiendrait de même $b' = \frac{(a+\alpha)\sin\varpi}{\sin\theta' - \sin\varpi}$. Les formules données par Laplace sont légèrement inexactes, en ce que $\tang\varpi$ a été substituée à $\sin\varpi$: mais si l'angle ϖ est très-faible, l'erreur commise est sans influence sur les résultats.

« suspendue en équilibre au moyen de cette inclinaison, ce « poids doit balancer la force $\frac{H}{b} - \frac{H}{b'}$, avec laquelle elle « est poussée vers O par l'attraction du fluide; on a donc, « en négligeant les termes insensibles,

$$2g\alpha \sin V = \frac{H \sin \theta'}{\tan \varpi} \frac{2\alpha}{a^2} + \frac{2H}{a}.$$

« Nommons l la hauteur à laquelle le fluide s'élèverait dans « un tube cylindrique dont le demi-diamètre intérieur « serait $a \tan \varpi$, ou dont le diamètre serait celui du « tube conique au point q, on aura

$$gl = \frac{H \sin \theta'}{a \tan \varpi}$$

« On aura donc

$$\sin V = \frac{l}{a} + \frac{l \tan \varpi}{\alpha \sin \theta'}.$$

« Le terme $\frac{l \tan \varpi}{\alpha \sin \theta'}$ peut être mis sous la forme $\frac{l}{a} \frac{a \tan \varpi}{\alpha \sin \theta'}$; « il sera très-petit par rapport au terme $\frac{l}{a}$, si $a \tan \varpi$ est « fort petit relativement à α, c'est-à-dire si la longueur « de la petite colonne est beaucoup plus grande que la « largeur du cône au point q. Dans ce cas, on a à fort peu « près

$$\sin V = \frac{l}{a}$$

« l étant en raison inverse de a, $\frac{l}{a}$ est en raison inverse « de a^2; et comme V est un angle peu considérable, il en « résulte que cet angle est alors à peu près réciproque au « carré de la distance du milieu de la goutte au sommet « du cône. »

L'analyse précédente est sujette à de graves objections.

Rien n'indique *à priori* que les conditions d'équilibre de la file de molécules qui occupe l'axe du cône soient identiques aux conditions d'équilibre de la masse entière. En outre, les deux ménisques sont supposés sensiblement sphériques; or ils s'écartent beaucoup de la forme circulaire lorsque la goutte n'est pas extrêmement rapprochée du sommet du cône.

L'équation d'équilibre peut se déduire, ainsi qu'il suit, de l'analyse des forces attractives provenant des parois.

Imprimons à la colonne liquide un déplacement infiniment petit. Le travail développé par toutes les forces devra être nul; de là, en nommant U le volume de la goutte, θ l'angle, supposé partout identique, que chaque ménisque fait avec la paroi, V l'inclinaison de l'axe du cône, a, x, x' les distances qui séparent du sommet du cône le centre de la goutte et les points où chaque ménisque rencontre l'axe, p et p' les périmètres de chaque ligne de contact, H l'intensité de l'attraction qui correspond à l'unité linéaire (le poids de l'unité de volume du liquide étant pris pour unité de force), l'équation suivante :

$$-\mathrm{H}\left(p\frac{dx}{\cos\varpi} - p'\frac{dx'}{\cos\varpi}\right)\cos\theta + \mathrm{U}\sin \mathrm{V}da = 0.$$

Il est facile de déterminer $\frac{dx}{da}$ et $\frac{dx'}{da}$. En effet, les lignes de contact sont à très-peu près circulaires (alors même que les ménisques ne sont pas sphériques), et contenues dans des plans P, P' normaux à l'axe; soient u et u' leurs rayons respectifs, ω et ω' les projections de chaque ménisque sur l'un des plans P, P', on aura

$$p = 2\pi u, \quad \omega = \pi u^2, \quad p' = 2\pi u', \quad \omega' = \pi u'^2.$$

Le travail produit par la pesanteur se réduit à très-peu près au transport d'un volume ωdx qui vient prendre la place d'un volume équivalent $\omega' dx'$. Lorsque ce volume est par-

venu au centre de gravité, la moitié du travail total est évidemment accomplie; on a donc

$$\omega(a - x)dx = \frac{U}{2} da;$$

on a de même, pour le reste du parcours,

$$\omega'(x' - a)dx' = \frac{U}{2} da.$$

L'équation d'équilibre deviendra donc, en remarquant que $a - x$ et $x' - a$ diffèrent très-peu de la demi-longueur α de la goutte,

$$\sin V = \frac{H}{\alpha} \left(\frac{1}{u} - \frac{1}{u'}\right) \frac{\cos \theta}{\cos \varpi}.$$

Il reste à évaluer les rayons u, u'. Deux cas extrêmes sont à considérer : 1° celui où les deux ménisques peuvent être confondus avec leurs plans tangents; on a alors

$$(20) \quad u = (a - \alpha) \operatorname{tang} \varpi, \qquad u' = (a + \alpha) \operatorname{tang} \varpi;$$

2° celui où les ménisques sont rigoureusement circulaires et tangentiels à la paroi; dans ce cas, on a, en nommant b et b' les rayons des ménisques,

$$u = [(a - \alpha) - b(1 + \sin \varpi)] \operatorname{tang} \varpi,$$
$$u' = [(a + \alpha) + b(1 - \sin \varpi)] \operatorname{tang} \varpi.$$

Les rayons b et b' étant des quantités du premier ordre, de même que u et u', on ne négligera que des quantités du second ordre en adoptant les formules (20). L'équation d'équilibre sera donc, en définitive,

$$\sin V = \frac{2H \cos \theta}{(a^2 - \alpha^2) \sin \varpi}.$$

Lorsqu'on suppose α négligeable par rapport à a, ce ré-

sultat reproduit, sauf quelques différences dans les notations, l'équation de Laplace rectifiée par la substitution de $\sin\varpi$ à $\tang\varpi$. Il résulte de cet accord que si l'on considère un canal infiniment étroit pp' occupant l'axe du tube, ce canal est isolément en équilibre sous l'influence de son propre poids et des actions attractives exercées par les deux ménisques sur les points extrêmes p et p'; théorème remarquable, qu'on ne peut évidemment, sans une véritable pétition de principe, prendre pour point de départ.

44. *Lames inclinées.* — Considérons maintenant une goutte de fluide entre deux lames qui se touchent par deux de leurs bords supposés dans une situation horizontale; l'expérience indique que cette goutte tend à se rapprocher de l'arête de l'angle dièdre 2ϖ formé par les deux lames, et qu'il faut, pour l'équilibre, que l'inclinaison V du plan bissecteur de l'angle dièdre atteigne une limite qui dépend de la position de la goutte. D'autre part, la forme de la goutte, d'abord sensiblement circulaire et analogue à celle d'une poulie, devient, « à mesure qu'elle monte, ovale et de « plus en plus oblongue (*). »

Nous supposerons que la goutte liquide dessine exactement une même ellipse sur chaque paroi. Soit Oy l'arête de l'angle dièdre; menons Oz perpendiculaire à Oy et passant par le centre C de la section produite par le plan bissecteur de l'angle dièdre, section que nous supposerons identique aux ellipses tracées par la goutte sur chaque paroi. Les coordonnées (y, z) d'un point quelconque de l'ellipse intermédiaire, dont nous désignerons les axes par 2α et 2β, seront données, en fonctions de la distance $OC = a$ et d'un angle auxiliaire φ, par les formules suivantes :

$$y = \beta \sin\varphi, \qquad z = a + \alpha\cos\varphi.$$

En imprimant à la goutte un déplacement infiniment

(*) NEWTON, *Optique*, quest. 31.

petit vers l'arête Oy, on obtiendra, sur le plan bissecteur, une nouvelle ellipse plus oblongue ; au même angle φ, si nous admettons que le petit axe demeure invariable, correspondront des valeurs identiques de y ; z aura d'ailleurs subi une variation dz donnée par l'équation

$$dz = da + \cos\varphi\, d\alpha.$$

Chaque élément ds de chacun des périmètres de contact aura produit un travail dont l'expression, en désignant par θ l'angle à la paroi, est $H\cos\theta\, dydz$, ou $H\beta\cos\theta \cos\varphi d\varphi dz$. A ce même élément linéaire correspond un volume engendré $2z \operatorname{tang}\varpi dydz$, ou $2z\operatorname{tang}\varpi\,\beta\cos\varphi d\varphi dz$. Puisque le volume U de la masse liquide est invariable, la somme des volumes engendrés doit être nulle, pourvu que l'on ait soin de prendre avec des signes contraires les éléments de volume situés de part et d'autre du centre C. D'autre part, le travail dû aux attractions qui s'exercent dans le voisinage des parois doit détruire le travail dû au poids total de la masse, dont le centre de gravité subit un déplacement da. On a donc ces deux conditions, évidemment nécessaires pour l'équilibre,

$$\left\{\begin{aligned} &\int_0^{2\pi} (a + \alpha\cos\varphi)(da + \cos\varphi d\alpha)\cos\varphi d\varphi = 0 \\ &2H\beta\cos\theta \int_0^{2\pi} (da + \cos\varphi d\alpha)\cos\varphi d\varphi = -U\sin V da. \end{aligned}\right.$$

Cela posé, on a

$$\int_0^{2\pi}\cos\varphi d\varphi = 0, \quad \int_0^{2\pi}\cos^2\varphi d\varphi = \pi, \quad \int_0^{2\pi}\cos^3\varphi d\varphi = 0;$$

en conséquence, les équations d'équilibre deviendront

$$\left\{\begin{aligned} &a d\alpha + \alpha da = 0, \\ &2\pi H\beta\cos\theta d\alpha = -U\sin V da, \end{aligned}\right.$$

d'où

$$\sin V = \frac{2\pi H\beta\cos\theta}{U}\,\frac{\alpha}{a}.$$

Mais on a, en supposant l'angle ϖ très-petit,

$$U = \pi\alpha\beta . 2a \tang \varpi;$$

ce qui donne enfin

$$\sin V = \frac{H \cos \theta}{a^2 \tang \varpi}.$$

En comparant cette expression de sin V à celle du numéro précédent, on voit que, si l'angle des deux lames est égal à l'angle formé par l'axe du cône et ses côtés, l'inclinaison du plan bissecteur ne diffère pas sensiblement de l'inclinaison de l'axe du cône, en supposant que a et θ soient identiques de part et d'autre et que la demi-longueur α de la goutte soit négligeable par rapport à a.

Imaginons un canal cylindrique infiniment étroit pp' dont l'axe, situé dans le plan bissecteur et normal à l'arête de l'angle dièdre, partagerait la colonne liquide en deux parties égales. Les conditions d'équilibre de ce canal, considéré isolément, sont faciles à établir. En effet, en nommant $d\sigma$ sa base, son poids, ou plutôt la pression qui en dérive, est $2\alpha \sin V d\sigma$; d'un autre côté, il éprouve, en ses deux points extrêmes, de la part des molécules placées à la surface de chaque ménisque, des attractions qui donnent lieu, en chaque point, à une résultante dirigée suivant l'axe pp'; ces deux résultantes, qui agissent en sens contraires, s'expriment (n° 17) par les formules $H\left(\frac{1}{A} + \frac{1}{B}\right)d\sigma$, $H\left(\frac{1}{A'} + \frac{1}{B'}\right)d\sigma$, en désignant par A, B, A', B' les rayons de courbure principaux des deux ménisques. L'équation d'équilibre est donc

$$H\left(\frac{1}{A} + \frac{1}{B}\right) = H\left(\frac{1}{A'} + \frac{1}{B'}\right) + 2\alpha \sin V.$$

Si la section de la goutte par le plan bissecteur diffère peu

d'un cercle ou d'une ellipse, la différence $\frac{1}{A} - \frac{1}{A'}$ peut être négligée, et l'on a simplement

$$2\alpha \sin V = H \left(\frac{1}{B} - \frac{1}{B'}\right).$$

D'après les faits observés, on peut se représenter la goutte liquide comme une sorte de poulie dont la section transversale serait à peu près circulaire; par suite, il est facile de voir que les rayons de courbure B et B' sont donnés par les formules

$$B = \frac{(a - \alpha) \sin \varpi}{\cos \theta + \sin \varpi}, \quad B' = \frac{(a + \alpha) \sin \varpi}{\cos \theta - \sin \varpi}.$$

L'équation d'équilibre devient ainsi, toutes réductions faites,

$$\sin V = H \frac{\cos \theta + \frac{a}{\alpha} \sin \varpi}{(a^2 - \alpha^2) \sin \varpi}.$$

On retombe ainsi sur l'équation déjà obtenue, pourvu toutefois qu'il soit permis de négliger $\frac{a \sin \varpi}{\alpha}$ devant $\cos \theta$ et $\frac{\alpha^2}{a^2}$ vis-à-vis de l'unité; il faut aussi que ϖ soit assez petit pour qu'on puisse confondre $\sin \varpi$ avec $\text{tang}\, \varpi$. L'équilibre du canal infiniment petit défini plus haut subsiste alors, tout comme si la file de molécules qui constitue ce canal était libre de se mouvoir isolément; mais il est clair que ce résultat ne pouvait être prévu *à priori*, non plus que les conditions auxquelles il est subordonné (*).

45. *Loi de propagation des impulsions transmises à travers un milieu résistant.* — Ce qui précède suffit à montrer

(*) Voir, sur cette question, Laplace, *Méc. Cél.*, t. IV, Supplément au Xe livre, nos 10 et 13.

comment l'emploi de coordonnées convenablement choisies, ordinairement curvilignes et quelquefois obliques, permet d'aborder et de résoudre les problèmes les plus importants de la capillarité. Nous allons maintenant rechercher brièvement la cause probable des attractions capillaires; à cet effet, nous établirons d'abord théoriquement la loi d'après laquelle l'intensité des impulsions transmises, à partir d'un centre, à travers un milieu résistant ou absorbant, doit varier avec la distance à ce centre.

Concevons qu'une molécule O soit un *foyer d'émission* de fluides de diverses natures, pondérables ou impondérables (*). Soit S la surface d'une sphère de rayon λ ayant pour centre le centre même de la molécule, et supposons d'abord que le milieu traversé par les fluides n'oppose aucune résistance à leur passage. En désignant par i l'impulsion que recevrait une molécule m placée sur la surface S, et $i+di$ l'impulsion que la même molécule recevrait si elle était placée à une distance $\lambda+d\lambda$ de l'origine O, on aura évidemment

$$iS = (i + di)(S + dS),$$

puisque la même quantité de fluides doit traverser toutes les sphères concentriques. La même équation subsiste lorsqu'on suppose que la molécule O est le centre d'un mouvement vibratoire; i désigne alors la force vive que possède une même masse de fluide vibrant, à la même époque du mouvement vibratoire. De là, en substituant $4\pi\lambda^2$ à S et $8\pi\lambda d\lambda$ à dS,

$$\frac{di}{i} = -\frac{dS}{S} = -\frac{2d\lambda}{\lambda}.$$

(*) Par cette expression de *fluides impondérables*, nous entendons simplement des fluides possédant une densité infiniment petite par rapport à celle des corps *pondérables*, sans affirmer pour cela que ces fluides soient réellement soustraits à la gravitation.

En intégrant, ce qui introduit une constante arbitraire i_0, on a

(21) $$i = \frac{i_0}{\lambda^2}.$$

Supposons maintenant que les fluides émis aient à traverser un milieu résistant, homogène en tous ses points. Entre les deux surfaces S, S + dS, la diminution que l'action du milieu doit faire subir à l'intensité i sera évidemment proportionnelle à cette intensité, à l'étendue de la surface S et à la distance $d\lambda$. Cette diminution viendra s'ajouter à celle qui résulte de l'épanouissement du faisceau émis; on aura donc, en désignant par Q un coefficient constant qui servira de mesure au pouvoir absorbant du milieu,

(22) $$iS = (i + di)(S + dS) + QiSd\lambda;$$

d'où

$$\frac{di}{i} = -\frac{2d\lambda}{\lambda} - Qd\lambda,$$

et en intégrant

(23) $$i = \frac{i_0 c^{-Q\lambda}}{\lambda^2}.$$

Si le centre d'émission ou de vibration est à l'infini, on aura d'abord, en désignant par i' l'intensité qui correspond à une distance $\lambda + l$,

$$i' = \frac{i_0 c^{-Q(\lambda+l)}}{(\lambda + l)^2},$$

et en faisant ensuite $\lambda = \infty$,

$$i' = ic^{-Ql}.$$

C'est, sous une forme un peu différente, l'équation bien connue qui sert de point de départ à la théorie de l'extinc-

tion de la lumière des astres (*) dans l'atmosphère terrestre; on peut la déduire de l'équation différentielle (22) en remarquant que, dans l'hypothèse où l'on se place, S doit être invariable.

Si le milieu traversé n'offre aucune résistance, la formule (23) devient identique à l'équation (21), laquelle exprime, comme on voit, un cas particulier d'une loi infiniment plus générale.

46. *Forces attractives et répulsives.* — Mettons en présence, à une distance finie λ, deux molécules pondérables M et M', et concevons que l'une de ces molécules, M par exemple, soit un foyer d'émission de fluides plus ou moins subtils; quelle que soit la cause de ce phénomène, on peut affirmer qu'il n'en saurait résulter aucune altération dans le mouvement du centre de gravité du système matériel formé par la molécule M réunie aux fluides émis à partir d'un moment donné; en effet, ce mouvement ne dépend que des forces extérieures, et non des changements qui surviennent dans l'état physique du corps M, pris dans son ensemble. Si donc l'émission est nulle, ou seulement plus faible, dans une certaine direction; si, d'autre part, les substances émises ne sont pas absolument dépourvues de densité ou de masse, le centre de gravité de la molécule M doit se porter dans la direction même où l'émission est supprimée ou diminuée.

Supposons maintenant que la molécule M' soit également un foyer d'émission; les fluides émis de part et d'autre soumettront les deux molécules à deux impulsions, ou à deux forces répulsives. Mais si l'on considère, comme on le fait d'ordinaire, chaque molécule comme un système d'atomes diversement disposés, les atomes étant eux-mêmes assimilés à des points matériels en ce sens que leurs dimensions seraient négligeables par rapport aux distances,

(*) Laplace, *Méc. cél.*, t. IV, liv. X, chap. III.

d'ailleurs infiniment petites, qui les sépareraient, les impulsions reçues par les molécules M et M' altèrent nécessairement leur structure intérieure. Admettons qu'en l'absence de toute action extérieure, l'émission qui tend à disperser et à détruire la molécule M ait lieu d'une manière entièrement symétrique ; il n'en sera généralement plus ainsi lorsque M recevra, de la part de M', un choc dans la direction M'M. Si l'émission vers M' devient moindre que dans toute autre direction, c'est-à-dire si la molécule M' est, par ses propres émissions, un obstacle aux émissions de la molécule M, les choses se passeront évidemment comme si M' exerçait sur M une action attractive.

Ainsi, un échange d'impulsions dues à des changements dans l'état physique des molécules mises en présence, peut produire des systèmes de forces attractives et répulsives existant simultanément. Ces forces, si elles existent, se résoudront, pour chaque molécule (en écartant les composantes sans influence sur la translation du centre de gravité), en une résultante unique qui sera, selon les cas, attractive ou répulsive. En admettant que la réaction attractive soit toujours proportionnelle à l'impulsion de laquelle elle dérive, l'intensité de la résultante suivra évidemment la loi générale exprimée par la formule (23) du numéro précédent, si les impulsions sont transmises à travers un milieu homogène.

47. *Origine des forces capillaires.* — Les explications qui précèdent sont-elles applicables aux phénomènes capillaires? Remarquons tout d'abord que les changements d'état qui seraient, dans cet ordre d'idées, la cause immédiate des attractions ne doivent avoir lieu que dans les régions superficielles. Or il se produit effectivement, à la surface d'un liquide quel qu'il soit, une modification moléculaire sans cesse renouvelée, qui transforme le liquide en vapeur ou en fluide gazéiforme. La vaporisation serait donc l'origine des forces capillaires.

On a vu que la loi qui exprime la variation de ces forces avec la distance est $\frac{i}{\lambda^2} + \varphi(\lambda)$. La fonction $\varphi(\lambda)$ concerne des forces répulsives qui deviennent nulles quand la distance est appréciable; on peut présumer qu'elle représente l'action des molécules liquides immédiatement en contact avec l'élément superficiel ω en train de se vaporiser; ces molécules liquides restituent sans doute à l'élément ω tout ou partie de la masse qui lui est enlevée par l'évaporation, en donnant naissance à des impulsions tangentielles qui équivalent, pour une direction donnée, à une action répulsive. Quant à la fonction $\frac{i}{\lambda^2}$, elle correspondrait aux effets immédiats de l'évaporation, impulsions directes et réactions attractives. On a trouvé (n° 34) que toute action s'évanouit lorsque λ dépasse une certaine limite; ce résultat semble indiquer que la réaction attractive cesse d'être rigoureusement proportionnelle à l'impulsion lorsque ces deux forces sont près de s'annuler.

48. *Relation entre la gravitation et les forces capillaires.* — Nous avons essayé, dans un autre travail (*), d'expliquer la gravitation par des considérations fondées sur des principes analogues. Nous n'y reviendrons que pour indiquer le lien qui nous paraît exister entre l'attraction newtonienne et l'attraction capillaire.

L'attraction capillaire n'agit qu'à des distances limitées et extrêmement petites; la sphère d'activité de la gravitation est, au contraire, autant que nous pouvons en juger, indéfiniment étendue.

La vaporisation, cause immédiate des attractions capillaires, diminue rapidement la masse ou le poids de chaque molécule liquide superficielle, cette diminution de masse étant d'ailleurs incessamment réparée par les molécules

(*) *Recherches sur le système du monde* (1862).

contiguës. La gravitation, au contraire, n'altère pas les masses; ou, pour mieux dire, cette altération est d'un autre ordre et ne peut devenir sensible qu'après une longue accumulation de siècles (*).

Enfin, l'attraction capillaire n'intéresse que les surfaces mises en présence, tandis que la gravitation dépend des masses et, par suite, des éléments de volume et de leur densité.

Ces différences n'ont rien qui puisse surprendre, si l'on admet que les forces capillaires proviennent de mouvements moléculaires qui n'altèrent pas les groupements atomiques tout en diminuant dans d'énormes proportions la densité du fluide, et la gravitation, de modifications qui atteignent les atomes mêmes, en laissant les molécules sensiblement intactes. Dans l'un et l'autre cas, la cause immédiate des phénomènes réside pour nous dans le mouvement de certains fluides, et par là s'expliquerait l'analogie des lois de transmission; mais les fluides mis en jeu par la capillarité seraient essentiellement pondérables, la gravitation devant au contraire être attribuée aux mouvements de fluides impondérables, c'est-à-dire doués d'une densité incomparablement moindre.

49. *Du principe cartésien de l'inertie.* — Les notions qu'on possède aujourd'hui sur la constitution intime des corps ne permettent pas de suivre dans les phases de leur développement les transformations qui soumettent chaque système matériel à une instabilité permanente. Mais ces transformations et cette instabilité n'en sont pas moins une conséquence nécessaire du principe de l'inertie, quand on l'admet dans toute sa rigueur.

En effet, un système matériel quelconque ne peut que persister dans sa forme si tous les éléments qui le constituent sont absolument immobiles ou si le mouvement du

(*) *Recherches sur le système du monde*, §§ IV et VI.

système se réduit à un déplacement identique de tous les éléments, que nous devons supposer libres et indépendants, les liaisons géométriques étant de pures abstractions et non des forces réelles. Mais si cet état d'équilibre est réalisé à un certain moment, il est clair qu'à moins de placer le système matériel dont il s'agit dans le vide absolu, l'intervention des forces extérieures doit changer presque immédiatement les conditions initiales. Or on sait qu'un mouvement élémentaire quelconque peut être regardé comme dû à la coexistence d'une rotation autour d'un certain axe et d'un déplacement parallèle à cet axe. Les déplacements parallèles peuvent exister seuls, on vient de le dire, mais c'est là un cas exceptionnel; la rotation autour d'un axe instantané se produira généralement, et de là résultera nécessairement un changement de figure dans le système, parce que toute rotation donne naissance à des forces centrifuges auxquelles il faut bien supposer quelque effet, à moins qu'on n'imagine, pour les détruire, un système de force spéciales, sous les noms de cohésion, d'affinités, de calorique, etc. Donc, si l'on considère, avec M. Lamé (*), les forces spéciales qu'on vient de nommer uniquement comme des hypothèses de coordination, le changement de figure, ou le changement d'état, est la loi universelle des corps, les atomes étant seuls indestructibles.

Newton a déclaré qu'il n'entendait point affirmer que « la « gravité soit essentielle aux corps »; il a observé la même réserve au sujet des forces attractives auxquelles il a attribué les phénomènes capillaires. Cette réserve ne devait pas être imitée; par suite des magnifiques applications de

(*) « Tous ces êtres mystérieux et incompréhensibles (calorique, « électricité, magnétisme, attraction universelle, cohésion, affinités chimiques) ne sont au fond que des hypothèses de coordination, utiles sans doute à notre ignorance actuelle, mais que les « progrès de la véritable science finiront par détrôner. » (Lamé, *Leçons sur l'élasticité*, p. 335.)

la gravitation newtonienne, on s'est habitué à considérer chaque élément matériel comme un foyer inépuisable de forces vives qui se renouvellent incessamment. Sur cette pente, on a été, de nos jours, jusqu'à supprimer la matière, pour ne voir partout que des systèmes de forces, subsistant et se transformant d'elles-mêmes, ce qui équivaut à faire d'une conception purement abstraite une réalité objective.

C'est à Descartes que l'on doit d'avoir mis en évidence les différences essentielles qui séparent l'esprit, seul principe spontanément actif et conscient, de la matière inconsciente et inerte. Cette distinction, trop négligée peut-être aujourd'hui, est le fondement même du spiritualisme (*); dès lors, toutes les questions où le principe de l'inertie est en jeu prennent, au point de vue philosophique, une importance extrême, et l'on comprend les efforts tentés par Descartes, Euler (**) et d'autres encore, pour expliquer, en les rattachant à des causes purement mécaniques, les phénomènes naturels dont l'Astronomie d'une part, la Physique et la Chimie de l'autre, ont déterminé les lois, et pour éliminer de la Mécanique céleste ou terrestre une multitude de forces mystérieuses qui, en faisant revivre les *qualités occultes* invoquées autrefois, dissimulent les lacunes de la science et en retardent les progrès.

(*) Voir Pascal, *De l'esprit géométrique* (Ed. Lahure, t. II, p. 352).

(**) Lettres à une princesse d'Allemagne (Ed. Cournot, 1842, 1re partie. Lettre LXVIII).

DE LA TRANSMISSION

ET DE LA

DISTRIBUTION DES FORCES MOTRICES A GRANDE DISTANCE

AU MOYEN DE L'AIR COMPRIMÉ ET DE L'EAU SOUS PRESSION.

Par M. ARTHUR ACHARD, ingénieur, ancien élève de l'École des mines.

DEUXIÈME PARTIE.

DE L'EAU SOUS PRESSION (*).

1. Ce mode de transmission nous arrêtera moins longtemps que les autres, car, s'il est d'un emploi très-récent, les principes sur lesquels il repose n'en sont pas moins d'une grande simplicité.

Il peut être réalisé sous deux formes distinctes, suivant que la hauteur à laquelle on élève l'eau est réelle ou fictive.

La première consiste en ce que le travail moteur disponible qu'il s'agit de transmettre est employé à refouler, au moyen de pompes, de l'eau dans un réservoir à partir duquel un réseau de conduites forcées la distribue entre des récepteurs destinés à en utiliser la pression. Les transmissions de ce genre n'ont pas été l'objet d'installations spéciales. Mais dans beaucoup de villes pourvues d'une distribution d'eau sous pression suffisante, lorsque toute l'eau n'est pas utilisée pour le service public et les concessions ménagères, le surplus est vendu comme eau motrice pour être employé dans de petits récepteurs : dans ce cas, si l'eau, au lieu d'arriver par déclivité naturelle, provient d'une

(*) La première partie de ce mémoire a été insérée aux *Annales des mines*, 7e série, t. VI, p. 301.

usine élévatoire, on peut dire qu'une transmission du genre dont il s'agit est combinée avec la distribution d'eau.

Le seconde forme diffère de la première en ce que l'eau est refoulée, non dans un réservoir situé à une certaine hauteur, mais dans un *accumulateur*, c'est-à-dire dans un corps de pompe où se meut verticalement un plongeur de section A, chargé d'un poids total P tel que $\frac{P}{A} = p$, p étant la pression qu'on veut donner à l'eau. Pour refouler un certain volume d'eau dans l'accumulateur, on dépense le même t avail que si on l'élevait à un niveau élevé de $\frac{1}{1000} \frac{P}{A}$ ou $\frac{p}{1000}$ au-dessus de la pompe; ce volume peut à son tour, en sortant de l'accumulateur par une conduite forcée, produire en un point donné le même travail que s'il arrivait à ce point en tombant du même niveau.

Les transmissions de ce genre ont été l'objet d'installations spéciales destinées à la manutention des fardeaux dans des docks, magasins et gares à marchandises, et dans lesquelles on emploie des pressions très-supérieures à celles qui sont admises dans les distributions d'eau ordinaires.

2. Le réservoir ordinaire dans les transmissions du premier genre, et l'accumulateur dans celles du second, jouent le même rôle que le réservoir qui doit être placé à la suite des compresseurs dans l'installation d'une transmission par air comprimé, c'est-à-dire celui d'un régulateur qui empêche les petites inégalités dans la production et la dépense de faire varier la pression au delà de certaines limites.

Mais s'il s'agit d'une transmission du premier genre, le réservoir joue en outre le rôle d'un véritable magasin de travail, capable de parer, suivant sa capacité, à un chômage plus ou moins prolongé de la production. Si l'on nomme C sa capacité, Z la distance verticale comprise entre la surface de l'eau aspirée et le niveau supérieur du ré-

servoir (niveau déterminé par le trop-plein dont il doit être pourvu), enfin h la profondeur utile du réservoir, dont la section horizontale est censée uniforme, le travail mécanique accumulé dans le réservoir plein est $1000\ C\left(Z-\frac{h}{2}\right)$. La pression hydrostatique, exprimée par $1000\,Z$ (au niveau de l'eau aspirée) quand le réservoir est plein, est réduite à $1000(Z-h)$ quand il achève de se vider. Or, h n'excédant habituellement pas 5 mètres, on voit que la variation extrême de la pression est assez limitée, tandis que, lorsqu'un réservoir d'air comprimé a cédé la moitié de son contenu, la pression s'y trouve réduite de moitié.

Un réservoir proprement dit mériterait mieux le nom d'accumulateur que l'appareil auquel cette dénomination est donnée et qui, en raison de ses dimensions nécessairement restreintes, ne peut pas prétendre au rôle de magasin de travail, si ce n'est pendant de très-courts moments.

L'accumulateur doit être pourvu d'un appareil de sûreté destiné à prévenir avec une certitude absolue la catastrophe qui résulterait de la projection du plongeur avec sa charge hors du corps de pompe. L'appareil très-simple installé à cet effet aux docks de Marseille (*) ralentit peu à peu la marche du moteur, lequel est situé tout près de l'accumulateur, quand le piston de celui-ci a atteint un certain niveau, et l'arrête tout à fait quand le piston a atteint un niveau un peu plus élevé; par contre, il rétablit la marche quand le piston en redescendant est revenu à un autre niveau. Le moteur des docks de Marseille est une machine à vapeur sur la valve d'admission de laquelle le mécanisme agit. Il est évident qu'une disposition analogue pourrait être adaptée à un moteur hydraulique. Rien de semblable n'est nécessaire avec un réservoir dont le

(*) Voir la *Note sur les appareils hydrauliques mus par l'eau sous pression*, par Louis Barret, Marseille 1870, p. 9 et suiv.

trop-plein prévient tout accident. Seulement dans le cas où le moteur serait à vapeur, on aurait encore intérêt à établir une solidarité entre le niveau de l'eau dans le réservoir et la marche du moteur; mais ce serait alors dans le but d'éviter la consommation stérile de combustible correspondant au volume d'eau qu'on refoulerait en pure perte dans le réservoir rempli. Mais, vu la distance entre celui-ci et le moteur, la solidarité devrait reposer sur de tout autres moyens, par exemple sur l'emploi d'un courant électrique.

Quel que soit celui des deux genres qu'on envisage, le rendement de la transmission, c'est-à-dire le rapport entre la somme des travaux nets qu'on peut demander à tous les récepteurs et le travail net du premier moteur, est le produit de trois rendements partiels : celui des pompes, celui de la canalisation descendante et celui des récepteurs. Le deuxième de ces trois rendements n'est facile à discerner des deux autres que quand aucun récepteur n'est alimenté par la canalisation ascendante.

3. Le rendement des pompes tient compte implicitement de l'influence de la canalisation de refoulement, influence qui n'est sensible que dans la transmission du premier genre. En effet, si nous appelons T le travail disponible sur l'arbre du premier moteur et U le volume d'eau refoulé par seconde, nous aurons pour expression du rendement des pompes

$$\gamma = \frac{1000\,\mathrm{UZ}}{\mathrm{T}},$$

quantité qui peut s'écrire :

$$\gamma = \frac{1000\,\mathrm{U(Z + Z')}}{\mathrm{T}} \cdot \frac{\mathrm{Z}}{\mathrm{Z + Z'}},$$

en appelant Z' la perte de charge dans la conduite de refoulement. Le premier facteur représente le rendement

propre de la pompe, car celle-ci effectue réellement le travail $1000\,U(Z+Z')$, puisque la perte de charge équivaut à un supplément à la hauteur d'élévation. Le second facteur représente donc le rendement de la conduite ascendante. Nous aurons lieu de revenir sur la quantité Z'.

Nous nous arrêterons peu sur les pompes, qui sont un sujet suffisamment connu. Les pompes Girard, c'est-à-dire des pompes horizontales à piston plongeur et à double effet, qui sont les plus généralement admises pour les élévations d'eau, sont aussi à recommander pour les transmissions hydrauliques.

Dans l'installation des docks de Marseille on a adopté des pompes à piston plein, dont la tige a une section moitié de celle du piston et qui, à chaque coup, débitent un volume égal au produit de la course par cette demi-section. Elles ne nécessitent que deux soupapes, au lieu de quatre, par corps de pompe et un tuyau de refoulement unique.

Les expériences faites sur les appareils de ces docks ne fournissent pas d'indication sur la grandeur du rendement des pompes qui y fonctionnent. La raison en est que ces expériences n'ont pas porté sur la puissance nette de la machine motrice. Nous voyons seulement par la relation qui en a été faite que le rapport entre le travail en eau montée (*) $1000\,UZ$ et le travail brut de la vapeur sur les pistons est en moyenne 0,765. Il faudrait diviser ce rapport par le coefficient de rendement du moteur pour avoir le rendement des pompes. Nous y voyons, en outre, que le

(*) Voir la *Note sur les appareils*, etc., p. 145. L'auteur de cette Note calcule le travail brut par une certaine formule, et c'est au travail brut ainsi calculé que le chiffre 0,765 se rapporte. Il admet de plus *à priori* le chiffre 0,750 comme coefficient de rendement de la machine à vapeur. Comme on aurait pour rendement des pompes $\frac{0,765}{0,750}$, c'est-à-dire un nombre > 1, ce qui est impossible, il est évident, ou bien que la formule donne un travail brut inférieur à la réalité, ou que le moteur a un rendement supérieur à 0,75.

rapport entre le volume d'eau refoulé dans l'accumulateur et celui qui est engendré par les pistons des pompes est en moyenne 0,982 ; ce rapport est l'expression d'un rendement partiel qui ne tient compte que des pertes des soupapes, des fuites, mais non des frottements inhérents au jeu de la pompe.

4. L'ingénieur qui a à étudier un projet de pompes doit non-seulement faire choix du système, mais encore fixer la vitesse, de laquelle les dimensions des pompes dépendent. Au point de vue de l'économie, on serait conduit à avoir une vitesse aussi grande que possible. Mais en même temps la vitesse exerce sur le rendement une influence dont il y a à tenir compte. L'eau est lancée d'abord dans un réservoir à air duquel part la conduite ascensionnelle proprement dite ; la force élastique de l'air du réservoir maintient constante, ou à peu près, la vitesse avec laquelle l'eau marche dans cette conduite alors même qu'elle arrive dans le réservoir avec une vitesse variable. Mais l'eau contenue dans la conduite intermédiaire comprise entre la pompe et le réservoir perd nécessairement sa vitesse chaque fois que celle du piston devient nulle. La restitution de cette vitesse entraîne une dépense de force vive, et par suite de travail moteur (*). Si l'on appelle m la masse d'eau contenue dans cette conduite intermédiaire, u la vitesse maximum que l'eau y prend et n le nombre de tours de l'arbre des pompes par minute, on aura, suivant que la conduite est simple ou double (**), ce qui dépend du système adopté, à dé-

(*) Supposons qu'une pièce faisant partie d'une machine soit animée d'un mouvement alternatif dans une direction non horizontale ; si l'on imagine que la solidarité entre cette pièce et le reste du mécanisme cesse d'exister pendant la descente, elle ne restituera pas, lors de la descente, le travail dépensé pour son élévation, en sorte que ce travail devra à chaque période être dépensé à nouveau. L'eau contenue dans la conduite intermédiaire joue un rôle analogue à celui de cette pièce fictive.

(**) On néglige ici l'inégalité de longeur de la conduite intermédiaire quand elle est double.

penser $\frac{2n}{60}$ fois par seconde le nombre de kilogrammètres exprimé par $\frac{1}{2}mu^2$, ou bien $\frac{n}{60}$ fois par seconde mu^2, ce qui revient au même. La valeur de m est $\frac{1000}{g}\frac{\varpi}{4}D^2l$, en appelant D et l le diamètre de la longueur de la conduite. Si nous nommons u' la vitesse maximum du piston, D′ le diamètre de celui-ci et R sa demi-course, nous avons

$$u = u'\frac{D'^2}{D^2}, \qquad u' = \frac{2\varpi Rn}{60},$$

en supposant uniforme le mouvement de l'arbre commandant la pompe. De plus on sait que

$$\frac{\varpi}{4}D'^2 . 2R = \frac{60 . U}{2n},$$

U étant le volume d'eau que la pompe fournit par seconde. On tire de là $u'D'^2 = 2U$, et par suite

$$u = \frac{2U}{D^2}$$

$\left(\text{tandis que la vitesse moyenne est seulement } \frac{4}{\varpi}\frac{U}{D^2}\right)$. On a par conséquent, pour la perte de force vive par seconde,

$$nmu^2 = \frac{n}{60}\frac{1000}{g}\varpi\frac{U^2}{D^2}l.$$

On voit que, pour diminuer la perte qui correspond à une vitesse donnée et qui est proportionnelle à celle-ci, on a intérêt non-seulement à diminuer la longueur l de la conduite intermédiaire, ce qui est évident, mais encore à augmenter le calibre D de celle-ci. C'est à cette condition qu'on pourra augmenter n, quand même à première vue

on serait plutôt tenté de réduire ce calibre en le mettant en harmonie avec les dimensions diminuées de la pompe (*).

Si U représente le volume total à élever par seconde, l'expression ci-dessus sera celle de la perte totale de force vive dans l'hypothèse d'une pompe unique. Si l'on substitue à celle-ci un système de K pompes égales entre elles, qu'on ne veuille rien changer à la perte totale de force vive qu'on encourt, le diamètre de la conduite intermédiaire de chaque pompe devra avoir pour valeur $\frac{D}{\sqrt{K}}$, D étant celui qui conviendrait pour la conduite d'une pompe unique.

5. Dans son parcours entre le réservoir (ou l'accumulateur) et les récepteurs destinés à en utiliser la pression, l'eau éprouve une perte de pression occasionnée par le frottement qui accompagne son passage dans les tuyaux et qui est régi par les mêmes lois que pour les gaz, sauf quant à la valeur absolue des coefficients. La hauteur piézométrique z qui exprime la pression en un point de la canalisation est inférieure à la distance verticale z_1, comprise entre ce point et la surface libre de l'eau dans le réservoir, et la différence est précisément égale à cette perte de pression par frottement, en sorte qu'on a

$$z = z_1 - 6{,}4845 \frac{L}{D^5} b'U^2.$$

Le coefficient b', dont on fait habituellement usage, est celui qui a été déterminé par Darcy. Sa valeur va en

(*) Une erreur s'est glissée dans le calcul semblable qui a été fait dans la première partie, § 3 (t. VI, p. 306). Le volume U_0 doit se rapporter, non à la *seconde*, mais à la *minute*. Mais comme il est préférable de maintenir la notation générale dans laquelle U représente un volume par seconde, il sera mieux de remplacer, dans ce paragraphe, U_0 par $60\,U_0$, le coefficient 0,1761 par 161,9 et le coefficient 0,00587 par 5,397.

diminuant à mesure que D augmente, et varie en outre avec la nature plus ou moins rugueuse de la surface interne de la conduite.

Darcy a vérifié dans ses expériences l'exactitude de la loi admise dans les calculs qui conduisent à l'équation ci-dessus : à savoir que le frottement est indépendant de la pression. Mais ses expériences n'ont porté que sur des pressions de 4 atmosphères au plus (*); c'est donc seulement dans ces limites que l'exactitude de cette loi peut être affirmée. Au delà le doute est permis, et c'est à l'expérience seule qu'il appartient de le faire cesser. Or les expériences faites sur la conduite forcée des docks de Marseille sont au contraire de nature à le confirmer (**). Cette conduite, du calibre uniforme de $0^m,127$, et soumise à une pression initiale de 52 atmosphères, était subdivisée en trois tronçons qui ont été expérimentés séparément. Les pertes de charge observées ont été sensiblement plus fortes que celles qu'indique la formule de Darcy. Ainsi le tronçon moyen, long de 320 mètres, celui qui mérite le plus d'être pris en considération parce qu'il ne présente pas de coudes, a donné des résultats qui sont consignés dans le tableau suivant, en regard des pertes de charge $\frac{4}{D} b'u^2$ calculées en assignant à b' les valeurs admises par Darcy pour les tuyaux vieux et les tuyaux neufs (***).

(*) Voir *Mémoires des savants étrangers*, t. XV.

(**) Voir la *Note sur les appareils*, etc., p. 173 et suiv.

(***) Darcy donne pour b' la valeur $0,0002535 + \frac{0,00000647}{D}$ s'il s'agit de tuyaux neufs en fonte, et conseille de la doubler s'il s'agit de tuyaux vieux.

VALEURS de la vitesse u.	PERTES DE CHARGE par mètre courant observées.	PERTES DE CHARGE par mètre courant calculées.	
		Tuyaux vieux.	Tuyaux neufs.
mètres.	mètres.	mètres.	mètres.
0,25	0,015	0,0012	0,0006
0,50	0,025	0,0048	0,0024
0,75	0,037	0,0108	0,0054
1,00	0,055	0,0192	0,0096
1,25	0,061	0,0300	0,0150
1,50	0,073	0,0432	0,0216
1,75	0,080	0,0588	0,0294
2,00	0,102	0,0768	0,0384
2,25	0,117	0,0972	0,0486
2,50	0,140	0,1200	0,0600

Comme les expériences ont eu lieu dans les premiers temps de l'installation des docks, et que les tuyaux employés avaient évidemment été fondus avec au moins autant de soin que les tuyaux ordinaires du commerce, c'est avec les pertes de charge calculées pour la fonte neuve qu'il convient de comparer les pertes observées. Or on voit que celles-ci sont sensiblement plus fortes. De plus, la loi de leur variation n'est pas celle que la théorie admet : si on la représente par une ligne dont les points ont pour abscisses les vitesses u et pour ordonnée les pertes de charge observées, cette ligne n'affecte point la forme d'une parabole tangente à l'axe des abscisses au point correspondant à $u = 0$. Tout en ayant une légère concavité vers le haut, elle se rapproche beaucoup de la ligne droite et semble, par conséquent, indiquer la proportionnalité de la perte de charge, non avec le carré de la vitesse, mais avec sa première puissance.

Dans les expériences de Darcy, les pressions étaient mesurées par des manomètres à air libre, soit à eau, soit à mercure. Dans celles des docks de Marseille, la grandeur des pressions empêchait d'adopter le même mesurage, soit directement, soit indirectement, c'est-à-dire par l'emploi d'autres manomètres qui auraient été gradués par comparaison avec le manomètre à air libre; on a eu recours à

l'indicateur de Watt qui a été gradué d'une tout autre manière. Cette différence dans la méthode piézométrique est-elle pour quelque chose dans les différences entre les résultats obtenus? Nous l'ignorons; mais en tout cas celles-ci sont beaucoup trop considérables pour être expliquées de la sorte. Il est donc extrêmement probable que, à mesure que la pression s'accroît au delà d'un certain chiffre, la perte de charge croît, toutes choses égales d'ailleurs, en valeur absolue, et que la loi qui la lie avec la vitesse se modifie. Aujourd'hui qu'on tend à augmenter la pression sous laquelle les distributions d'eau fonctionnent, et que des pressions de 6, 8, 10 atmosphères n'ont plus rien d'insolite, des expériences *ad hoc* et multipliées, sur cette importante question, seraient de la plus grande utilité.

6. Avec les notations déjà définies, le rendement de la canalisation descendante, en un point donné de celle-ci, et en supposant le réservoir plein, s'exprimera par $\frac{z}{Z}$. Si l'on appelle z' la perte de charge pour tout le parcours jusqu'à ce point, et ζ la hauteur de celui-ci *au-dessus* de la surface de l'eau d'aspiration, on a $z = Z - \zeta - z'$ et le rendement s'exprimera par $1 - \frac{\zeta}{Z} - \frac{z'}{Z}$. On est maître de diminuer la fraction $\frac{z'}{Z}$ par l'augmentation des calibres de la canalisation. Les circonstances locales qui donnent à la fraction $\frac{\zeta}{Z}$ une grande valeur pour la moyenne des points à desservir sont une raison péremptoire contre l'emploi de la transmission hydraulique, si la question du rendement a de l'importance, et rendent l'emploi de l'air comprimé préférable. Par contre les valeurs négatives de ζ sont avantageuses.

En faisant abstraction des différences de niveau ζ, le

travail brut qui correspond à un volume U dépensé par seconde (*) est

$$T_1 = 1000\,UZ.$$

Par conséquent la perte de charge

$$z' = \frac{6,4245\,Lb'U^2}{D^5}$$

pourra s'écrire :

$$z' = \frac{6,4245\,Lb'T_1^2}{10^6 D^5 Z^2},$$

d'où l'on tire

$$D^5 = \frac{6,4245\,Lb'T_1^2}{10^6 Z^2 z'} = \frac{6,4245\,Lb'T_1^2}{10^6 Z^3 \left(\frac{z'}{Z}\right)}.$$

Ainsi l'on peut dire, en négligeant les variations de b', que le calibre nécessaire pour transmettre un travail donné est en raison inverse de $Z^{\frac{3}{5}}$ ou de $Z^{\frac{2}{5}}$, suivant qu'on se fixe une perte de charge relative $\frac{z'}{Z}$ ou une perte de charge absolue z'. Soit 1000 le diamètre nécessaire pour transmettre un travail donné, avec une cote de réservoir Z, et supposons qu'on augmente celle-ci dans les rapports exprimés par les nombres de la première colonne ci-dessous : la seconde colonne indiquera le diamètre D nécessaire avec la même perte de charge relative et la troisième le diamètre D' nécessaire avec la même perte de charge absolue :

(*) On ne doit pas prendre pour valeur de U le volume élevé par les pompes, mais un volume plus grand, afin de profiter des avantages de l'emmagasinement.

	D	D'
1,25	875	915
1,50	781	850
1,75	715	799
2,00	660	758
2,50	577	693
3,00	517	644
3,50	472	606
4,00	435	574

Ces nombres donneront une idée approximative de l'économie qu'on peut faire sur la canalisation descendante en augmentant l'altitude du réservoir (ou, ce qui revient au même, la charge de l'accumulateur). Cette économie est diminuée par la surépaisseur à donner aux tuyaux; ceci n'est vrai qu'à partir de certaines limites de pression : les tuyaux d'épaisseur *courante* que livrent les grandes usines de France, la Voulte par exemple, peuvent supporter sans danger une pression de 10 atmosphères, surtout dans les petits calibres.

Lorsqu'une canalisation pour distribution d'eau a été calculée de manière à subvenir convenablement au service de bouches à incendie nombreuses, c'est-à-dire de manière à permettre le fonctionnement simultané d'un grand nombre de ces bouches dans un même quartier avec un abaissement de pression assez limité, elle sera généralement suffisante pour servir en même temps à une distribution de force motrice. Quand on établit une canalisation en vue de ce dernier objet, et qu'on y pose des tubulures d'attente pour éviter d'avoir à en intercaler après coup, il est très-essentiel de leur donner un diamètre un peu grand.

7. Rien n'empêche de desservir un moteur par la conduite de refoulement; et si celle-ci se termine au fond du réservoir, il bénéficiera, en cas d'arrêt des pompes, de la provision d'eau contenue dans celui-ci. Il fonctionnera sous

une pression représentée par $Z-\zeta+z''$, z'' étant la perte de charge sur le parcours de la conduite entre la prise du moteur et le réservoir.

Il y a plus : rien n'empêche non plus, si les circonstances topographiques s'y prêtent, de ne pas avoir de canalisation descendante et de desservir tous les moteurs par des embranchements partant de la conduite de refoulement, laquelle se termine au fond du réservoir. Celui-ci est alors un réservoir *terminal*. Il reçoit l'excédant de l'eau refoulée sur l'eau dépensée ; mais si à un moment donné la dépense excède la production, le surplus est fourni par le réservoir et redescend par la même conduite. Celle-ci est, dans ces moments-là, ascensionnelle entre les pompes et une certaine prise, descendante entre celle-ci et le réservoir ; elle devient uniquement descendante quand les pompes s'arrêtent.

Un moteur alimenté par la conduite principale fonctionnera comme nous l'avons dit sous la pression $Z-\zeta+z''$ tant que le réservoir sera alimenté. Quand au contraire l'eau redescendra du réservoir, cette pression pourra baisser jusqu'à $Z-\zeta-h-z''$, en supposant le réservoir près d'être vide, z'' pouvant recevoir une valeur différente, suivant le débit.

Le calibre d'une conduite ascensionelle qui délivre beaucoup d'eau en route peut diminuer à mesure qu'elle s'élève. Mais si, comme dans notre hypothèse, elle est appelée à jouer occasionnellement le rôle de conduite descendante, il faut au contraire lui donner des calibres croissants. En effet, lors de la descente les tronçons successifs débitent d'autant plus d'eau qu'ils sont plus près du réservoir, et c'est en vue de la descente qu'il est le plus important de régler la perte de charge.

L'emploi d'un réservoir terminal peut procurer une notable économie dans la canalisation. On l'a admis avec succès pour des distributions ordinaires d'eau ; il n'y a aucune

raison pour ne pas l'admettre dans l'occasion lorsqu'on se proposera la distribution de la force motrice comme objet exclusif ou partiel (*).

En théorie, on pourrait adopter un accumulateur terminal dans une transmission du deuxième genre. Mais le motif d'économie de canalisation n'a plus ici la même importance, tandis que le motif de sécurité exige absolument que l'accumulateur soit voisin des pompes et règle leur marche comme il a été dit plus haut. On peut cependant, pour diminuer la perte de charge quand la conduite est longue, adjoindre à l'accumulateur principal d'autres accumulateurs, l'un terminal, les autres intermédiaires. Ils sont un peu moins chargés que le principal et sont sans relation avec le moteur : leurs courses sont limitées par des arrêts fixes.

8. Ce n'est pas ici le lieu de parler des appareils dans lesquels la pression de l'eau est utilisée pour le levage des fardeaux. Nous ferons seulement observer que la plupart d'entre eux comportent l'interposition d'un mécanisme funiculaire, dont la destination est de faire que la course du piston moteur ne soit qu'une petite fraction de celle que le fardeau doit parcourir. Il s'ensuit nécessairement que la pression exercée par l'eau sur le piston devra être égale au poids du fardeau multiplié par l'inverse de cette fraction, sans compter le surcroît requis pour vaincre les résistances passives très-considérables que présente le mécanisme funiculaire. On est donc amené, pour ne pas avoir besoin de trop gros diamètres de cylindres, à réaliser d'énormes pressions, et c'est ce qui a conduit à l'installation des transmissions du deuxième genre.

(*) Nous pouvons citer comme fonctionnant avec un réservoir terminal les distributions d'eau de Vevey (voir *Annales du génie civil*, 1871), de Zürich (voir *Schweizerische polytechnische Zeitschrift.*, t. XV) et de Genève. La première est alimentée par une source; les deux autres par des usines élévatoires. Tous trois desservent de nombreux récepteurs à pression d'eau.

Nous n'envisagerons ici l'application de la transmission hydraulique qu'en vue d'opérations industrielles quelconques : les moteurs à pression d'eau dont nous nous occuperons ne seront donc que des *moteurs d'atelier*, c'est-à-dire des moteurs produisant un mouvement continu de rotation. Il y en a deux catégories.

Dans les uns l'eau produit directement le mouvement de rotation : ce sont de véritables turbines. Le seul système de turbine que nous ayons vu appliquer sous cette forme est la turbine *à axe horizontal et à admission partielle* (*), imaginée par Girard. Ce moteur est très-simple et très-commode d'installation. Il a l'inconvénient de ne donner qu'un rendement de 65 p. 100 et de n'admettre que d'assez grandes vitesses; si, pour diminuer la vitesse, on cherche à agrandir le diamètre de la couronne, l'appareil a trop d'inertie. La difficulté relative à la vitesse rend ce moteur impropre aux grandes pressions, et surtout à celles des transmissions du deuxième genre.

Dans les autres moteurs l'eau agit sur un piston dont le mouvement alternatif imprime à un arbre un mouvement de rotation par les moyens de transmission ordinaires.

Le moteur Armstrong, appliqué aux docks de Marseille, se compose de trois cylindres oscillants, avec pistons plongeurs à simple effet agissant sur un arbre par trois manivelles à 120°. La distribution se fait par tiroirs. Le rendement n'est que de 45 p. 100.

M. Devillez (ouvrage déjà cité, p. 177 et suiv.) a proposé, pour les travaux de mines, une machine rotative à pression d'eau avec distribution par un double piston.

De tous les moteurs de ce genre, le plus répandu est le moteur Schmid (voy. Pl. XXVI du *Cours de machines* de M. J. Callon), dont le cylindre est oscillant et dont la dis-

(*) Des turbines de ce genre fonctionnent à Neuchâtel, en Suisse.

tribution se fait sans excentrique, par le mouvement relatif de deux surfaces cylindriques appliquées l'une contre l'autre et ayant pour axe l'axe d'oscillation des tourillons. La surface convexe, faisant corps avec le cylindre et jouant le rôle de table de lumière, tourne dans la surface concave qui est fixe et joue le rôle de tiroir. L'invention de ce moteur a été un immense service rendu aux petites industries. Son extrême simplicité et son rendement élevé (80 à 85 p. 100) en propagent rapidement l'emploi dans toutes les villes pourvues d'une distribution d'eau sous pression suffisante : on le recherche surtout pour les industries où l'intervention de la force motrice a un caractère accidentel et discontinu (*).

9. De l'incompressibilité presque complète de l'eau, il résulte que celle-ci ne subit pas de détente appréciable en agissant dans les récepteurs. Il en résulte en outre que l'existence d'espaces morts n'exerce pas d'influence sur le travail des récepteurs, de même qu'elle n'en exerce aucune sur le produit des pompes ; en effet, l'eau qui est contenue dans l'espace mort, du moment qu'elle est remise en communication avec l'eau motrice, se retrouve dans le même état qu'au moment de son introduction. Le tout est d'empêcher cette eau de s'échapper pendant la course rétrograde du piston. Elle ne pourrait s'échapper qu'en vertu d'une aspiration exercée par le tuyau de fuite ou d'une rentrée d'air ; or on est toujours maître de l'empêcher en faisant déboucher ce tuyau au niveau de la partie supérieure du cylindre du récepteur : on est sûr alors qu'il ne s'échappe qu'un volume d'eau égal à celui que le piston déplace, et que par conséquent l'espace mort demeure rempli.

Du moment que la perte par détente incomplète et la

(*) Le type du moteur Schmid ne serait pas à recommander comme moteur à air comprimé (avec détente fixe), du moins sous sa forme actuelle, à cause de la grandeur des espaces morts.

perte par l'espace mort, qui jouent le rôle principal dans l'économie des récepteurs à vapeur et à air comprimé, se trouvent éliminées, on n'a plus à envisager que la perte du travail due aux frottements des organes du moteur.

Par conséquent pour résoudre cette question, la plus importante de celles qui concernent une transmission hydraulique : sous quelle pression convient-il de faire fonctionner celle-ci au point de vue d'un rendement avantageux ? il faut chercher si c'est en augmentant ou en diminuant la pression qu'on réduira la perte de travail par frottement. C'est ce qu'il nous reste à examiner.

Dans cette recherche, il faut d'abord supposer identiques les autres circonstances qui peuvent influer sur la perte dont il s'agit ; c'est pourquoi nous supposerons que le moteur fonctionne avec un même nombre de tours par minute et que le rapport de la course du piston à son diamètre est invariable.

Soient s la surface du piston, c la course, z la pression en mètres d'eau. Le travail brut par demi-tour ou par course simple est $1000zsc$. En vertu de la seconde hypothèse ci-dessus, c est proportionnel à $\sqrt{s}$, par conséquent sc l'est à $s^{\frac{3}{2}}$. Le travail par course simple sera donc le produit de $zs^{\frac{3}{2}}$ par un coefficient constant. D'après notre première hypothèse, c'est ce produit qui, pour un moteur de force brute donnée, devra être constant. Nous poserons donc $zs^{\frac{3}{2}} = B$, B étant une constante, et nous chercherons quelle influence la valeur de z exerce sur le frottement qui correspond également à une simple course. Le travail du frottement ne peut pas être examiné en bloc ; il faut l'étudier séparément pour les différents organes d'un récepteur à piston sous sa forme la plus générale.

a) *Frottement du coulisseau et de la glissière.* — Si nous appelons N la pression normale avec laquelle le coulis-

seau est appliqué sur la glissière et f le coefficient de frottement, nous aurons $F_0 = f\int_0^c N dx$, x étant le chemin parcouru. P étant la pression totale exercée sur le piston et S la compression ou la tension de la bielle, on a $P = S\cos\alpha + fN$, α étant l'angle de la bielle avec la glissière; mais on sait que $N = S\sin\alpha$, d'où $S = \frac{N}{\sin\alpha}$. Par conséquent $N = \frac{P}{\cot\alpha + f}$. Il faudrait, pour avoir la valeur de F_0, remplacer $\cot\alpha$ et dx par leurs valeurs en fonction de l'angle décrit par la manivelle depuis son point mort et intégrer de o à ϖ. Mais il nous suffit de remarquer que cette intégrale pourrait être remplacée par le produit de fc et d'une certaine valeur moyenne de N, laquelle est proportionnelle à P, c'est-à-dire à $1.000zs$. Le travail du frottement cherché est donc proportionnel à $fczs$, ou, puisque c est lui-même proportionnel à $\sqrt{s}$, proportionnel à $fzs^{\frac{3}{2}}$. Mais $zs^{\frac{3}{2}}$ est constant; donc F_0 est aussi constant, c'est-à-dire indépendant de la pression.

b) *Frottement du bouton de manivelle.* — Si δ est de diamètre de ce bouton, on a $F_1 = \frac{f}{\sqrt{1+f^2}} S_1\varpi\delta$, S_1 étant une valeur moyenne de S qu'on peut considérer comme proportionnelle à P, puisque $S = \frac{P}{\cos\alpha + f\sin\alpha}$. En même temps δ, en vertu des règles de la construction, doit être proportionnel à $\sqrt{P}$ (*). On voit donc que F_1 est proportionnel à $P^{\frac{3}{2}}$, c'est-à-dire à $z^{\frac{3}{2}}s^{\frac{3}{2}}$, ou encore, en éliminant S au moyen de $zs^{\frac{3}{2}} = B$, proportionnel à $B\sqrt{z}$. Ainsi F_1 croît avec la pression.

(*) Voir *le Constructeur*, par Reuleaux, p. 193 et 487 de la traduction française.

c) *Frottement de l'arbre dans ses coussinets.* — La force S qui agit suivant la longueur de la bielle se décompose, au bouton de manivelle, en deux composantes : l'une parallèle, l'autre perpendiculaire à la manivelle ; c'est en vertu de la première Q que l'arbre est pressé sur ses coussinets. Nous aurons $F_2 = \frac{f}{\sqrt{1+f^2}} Q_1 \varpi \Delta$, Q_1 étant une valeur moyenne de Q et Δ le diamètre de l'arbre (ou de ses tourillons). Q_1, de même que N_1 et S_1, peut être considéré comme proportionnel à P, et Δ peut être pris proportionnel à $\sqrt{P}$, en sorte que F_2 est proportionnel à $P^{\frac{3}{2}}$ ou à $z^{\frac{3}{2}}s^{\frac{3}{2}}$, et par conséquent à $B\sqrt{z}$, comme on vient de le voir ; F_2 croît avec la pression.

d) *Frottement du piston.* — Si *e* est la hauteur de la garniture et *q* la pression, par mètre carré, qu'elle exerce sur la surface du cylindre, on a pour expression du travail de frottement $F_3 = qefc \times$ circonf. $= qefc \cdot 2\sqrt{\varpi s}$. Par conséquent, en observant que *c* est proportionnel à $\sqrt{s}$, on voit que F_3 est proportionnel à *qes*. Reste à savoir comment *q* varie avec *z*.

Si le piston est formé d'anneaux élastiques en fonte, comme ceux des machines à vapeur, on peut admettre que *qe* est proportionnel à $\sqrt{P}$, par conséquent proportionnel à $\sqrt{zs}$. On aura donc F_3 proportionnel à $z^{\frac{1}{2}}s^{\frac{3}{2}}$, ou en tenant compte de $zs^{\frac{3}{2}} = C$, proportionnel à $\frac{C}{\sqrt{z}}$: ainsi F_3 diminue quand la pression augmente.

Mais si le piston est à cuir embouti, on a $q = 1.000z$. Alors F_3 est proportionnel à *ezs*, ou en tenant compte de $zs^{\frac{3}{2}} = C$, proportionnel à $eC^{\frac{2}{3}}\sqrt[3]{z}$. F_3 croît ainsi avec la pression ; il est vrai que le fait que *e* doit légèrement augmenter avec le diamètre diminuerait l'accroissement de F_3.

e) *Frottement de la tige du piston.* — Nous désignons son

travail par F_4; il a la même expression que le précédent, en donnant à q et à e les significations correspondantes.

f) Frottement de l'appareil de distribution. — Il est ici assez difficile de se placer dans des conditions générales. Le travail du frottement sera $F_5 = fp'c'$ en appelant p' la pression exercée sur le tiroir et c' la course de celui-ci : p' aura pour valeur $1.000zs'$, si s' est la surface du tiroir. Si l'on admet que s' est proportionnel à s, et que c' est proportionnel à c et par suite à $\sqrt{s}$, F_5 se trouvera proportionnel à $zs^{\frac{3}{2}}$ et par conséquent indépendant de z, puisque $zs^{\frac{3}{2}} = B$.

En résumé, sur les six quantités de travail, absorbées par les frottements, que nous venons d'envisager, deux, savoir F_0 et F_5, sont indépendantes de la pression ; deux, savoir F_1 et F_2, croissent avec la pression, et il y a de l'incertitude sur les deux autres F_3 et F_4. Mais quelle que soit la loi que suivent ces dernières, ce sont les quantités F_1 et F_2 (frottements du bouton de manivelle et de l'arbre) qui sont prépondérantes. Par conséquent, d'une manière générale, une pression élevée sera défavorable au rendement des moteurs.

Cependant cette influence défavorable n'est pas numériquement assez grande pour être une raison décisive, et pour l'emporter toujours sur les motifs, tirés de l'économie dans la canalisation et de l'économie dans les moteurs, qui militeront au contraire en faveur de pressions élevées. Elle ne pèsera pour ainsi dire rien dans la balance s'il s'agit de choisir entre 4, 5 ou 6 atmosphères. Au contraire, s'il s'agissait d'air comprimé, les raisons tirées de la détente incomplète et du refroidissement seraient parfaitement décisives pour préférer 5 atmosphères à 6 ou 4 atmosphères à 5.

En revanche, si l'on a à choisir entre des pressions très-différentes, cette influence prendra de l'importance et pourra conduire à exclure les plus fortes. C'est ce qui fait que les

transmissions du deuxième genre, tout à fait appropriées aux opérations concernant spécialement le levage des fardeaux, perdent tous leurs avantages dès qu'il s'agit de desservir des moteurs de destination générale, et doivent alors céder le pas à celles du premier genre. D'ailleurs celles-ci sont presque toujours combinées avec une distribution d'eau ordinaire, et l'on n'aura pas d'intérêt à dépasser les pressions qui conviennent pour ce genre de service.

Pour une pression donnée on diminuera les travaux de frottements F_1 et F_2, en augmentant la course par rapport au diamètre, à la condition de ne pas diminuer le rapport de la bielle à la manivelle.

10. Un caractère commun aux transmissions par l'eau sous pression et par l'air comprimé, c'est la facilité avec laquelle elles permettent de régler la quantité de travail mécanique allouée à chaque preneur. En effet, cette quantité dépend uniquement, pour une pression donnée, de l'orifice du robinet par lequel le fluide doit passer pour aller actionner le récepteur ; il suffit, pour prévenir toutes difficultés, que ce robinet puisse être toujours vérifié par le vendeur de force et par le preneur. Aussi ces deux systèmes de transmission seront supérieurs aux câbles quand on aura en vue une grande subdivision du travail transmis.

Un autre avantage qu'ils ont sur les câbles, c'est de se prêter à l'emmagasinement du travail, c'est-à-dire de permettre que le travail produit dans un temps donné par le premier moteur soit dépensé d'une manière intermittente et non uniforme. La transmission par l'eau possède cet avantage à un bien plus haut degré que celle par l'air comprimé.

Une particularité qui se rattache à ce qui précède, c'est que, dans l'un et l'autre de ces deux systèmes, le preneur de force, qui possède un récepteur d'une force déterminée et le fait marcher d'une manière discontinue suivant ses besoins, peut prendre pour base de son contrat, non pas le

chiffre de cette force, mais le volume d'air comprimé (en supposant la détente fixe) ou d'eau qu'il dépense effectivement, et qui, étant une quantité déterminée pour chaque tour du récepteur, peut être connu à chaque instant au moyen d'un compteur de tours adapté à celui-ci.

Genève, janvier 1875.

NOTE

SUR DEUX ACCIDENTS PAR ASPHYXIE, SURVENUS, LES 13 SEPTEMBRE ET 15 NOVEMBRE 1874, DANS LA HOUILLÈRE DE BEAUBRUN (LOIRE). — APPAREIL FAYOL.

I. *Appareil Fayol.* — L'appareil respiratoire inventé par M. Fayol, ingénieur-directeur des mines de Commentry (Allier), et destiné à permettre le sauvetage d'ouvriers et l'exécution de travaux dans une atmosphère irrespirable (*), n'était pas connu au moment de la publication de l'instruction ministérielle du 6 décembre 1872, sur les mesures de sûreté à prendre dans les mines à grisou (*partie administrative*, 1872, p. 138). Cet appareil n'a donc pas pu figurer à côté d'autres appareils du même genre indiqués dans cette instruction. D'autre part, aucune mention du système Fayol n'ayant encore été faite dans les *Annales des mines*, il est intéressant d'en donner une description : elle facilitera, d'ailleurs, l'intelligence des circonstances dans lesquelles se sont produits, aux mines de houille de Beaubrun (Loire), les deux accidents qui sont principalement l'objet de la présente note.

La partie essentielle de cet appareil (Pl. III, *fig.* 4 à 7) est une pièce en caoutchouc, munie latéralement d'une tubulure normale à l'axe. Une extrémité de cette pièce (*fig.* 4 et 5) se termine en forme d'embouchure, tandis que l'autre

(*) On consultera avec fruit, dans le *Bulletin de la Société de l'industrie minérale* (1874), une Note sur les conditions de la vie et les appareils de sauvetage et de travail dans les milieux irrespirables, où l'auteur, M. de Place, ingénieur-directeur des houillères de Saint-Éloi (Puy-de-Dôme), parle avec détails de l'appareil dont il s'agit, — ainsi qu'un rapport du même ingénieur sur des expériences faites à Commentry avec cet appareil.

porte un ajutage en métal destiné à recevoir un tube flexible en caoutchouc pour l'arrivée de l'air. Des bagues en verre A et B servent de siéges à des soupapes, simples rondelles de caoutchouc, qui s'ouvrent de dehors en dedans pour le tube et de dedans en dehors pour la tubulure. L'embouchure porte, à sa partie antérieure, deux appendices que l'homme qui se sert de l'appareil saisit entre ses dents, pour l'appliquer avec force contre sa bouche et de manière à respirer uniquement par l'intermédiaire de cette embouchure, ses narines étant serrées par un « pince-nez ».

Dans ces conditions, la soupape A s'ouvre pendant l'aspiration, tandis que la soupape B reste appliquée sur son siége, et l'air pur arrive à l'individu; c'est le contraire dans l'expiration, où l'air vicié par les poumons est alors rejeté par la soupape B.

a. Qu'il s'agisse, par exemple, d'aller chercher un homme asphyxié au fond d'un puisard, à une assez faible distance du milieu respirable, le sauveteur adapte à la partie C de l'appareil un tube en caoutchouc à spirale métallique noyée, de longueur suffisante, dont il fixe l'extrémité libre à l'air pur; il met le pince-nez, s'adapte l'embouchure et peut alors s'avancer, sans que l'air nécessaire à sa respiration vienne jamais à lui manquer et sans que le gaz irrespirable puisse s'introduire dans ses poumons.

La dépression produite par la résistance au mouvement de l'air dans le tube rendrait la respiration difficile ou même impossible, si le diamètre en était trop petit eu égard à sa longueur.

b. L'appareil précédent présente l'inconvénient de ne pas pouvoir servir à l'alimentation d'une lampe; avec le suivant, on peut s'éclairer et marcher au milieu des gaz, pendant un temps limité il est vrai, mais avec une grande liberté d'allures.

Ce deuxième appareil se compose d'un réservoir portatif

en toile imperméable, ayant la forme d'un soufflet et muni de bretelles servant à le fixer sur le dos d'un homme comme un sac de soldat (*fig.* 6 et 7). La face dorsale de ce réservoir porte un orifice de 5 à 6 centimètres de diamètre, fermé par un bouchon, et des tubulures en laiton, avec robinets, pour recevoir des tubes de caoutchouc; on adapte sur l'un de ces tubes l'embouchure respiratoire ci-dessus décrite, et sur l'autre le tube d'alimentation de la lampe. L'ouvrier porte le réservoir à l'air pur, débouche l'orifice et développe le soufflet, qui s'emplit d'air à la pression atmosphérique, referme l'orifice et les robinets des tubulures, puis place le réservoir sur son dos.

La lampe est isolée de l'atmosphère ambiante par une enveloppe de verre et de métal à joints hermétiques. L'air nécessaire à l'alimentation de la flamme arrive par une tubulure et les produits de la combustion s'échappent par l'orifice de la cheminée, qui est complétement libre ou garnie de toile métallique, suivant les cas. Cet air forme, d'ailleurs, courant à l'intérieur, empêchant ainsi l'accès des gaz, en raison de la compression due au poids même de la partie supérieure du réservoir.

L'ouvrier prend la lampe de la main droite, y fixe le tube du réservoir d'air et ouvre aussitôt les robinets correspondants, de manière à obtenir une flamme convenable. Il s'adapte l'embouchure de l'appareil respiratoire et se trouve ainsi prêt à pénétrer dans le milieu asphyxiant.

Le réservoir contient la quantité d'air nécessaire à l'entretien d'un homme et de sa lampe pendant 12 à 15 minutes environ.

c. S'il s'agit maintenant de faire travailler une équipe d'ouvriers, dans un milieu irrespirable, pendant un temps indéfini, on emploie encore un réservoir à soufflet, dit distributeur, qui porte une tubulure principale d'arrivée d'air et des tubulures secondaires, auxquelles s'adaptent les tubes en caoutchouc destinés à amener l'air nécessaire

pour la respiration des hommes et la combustion des lampes. Ce réservoir est constamment alimenté par un long tuyau, également en caoutchouc, en communication avec une pompe à soufflet cylindrique, placée soit à l'extérieur, soit en un point suffisamment aéré de la mine, pompe qu'un seul homme suffit à manœuvrer. Le distributeur est transporté à dos d'homme et peut être placé durant le travail dans un coin du chantier.

II. *Accident du 13 septembre* 1874. — Les ingénieurs de la mine de Beaubrun dressaient, ce jour-là, quelques ouvriers à l'emploi de l'appareil Fayol, dans une galerie à l'extrémité de laquelle l'atmosphère était fortement chargée d'acide carbonique.

La pompe à air était installée à 80 mètres du fond de cette galerie et, à moitié chemin, les ouvriers devaient se munir de l'appareil. Trois hommes se rendaient au fond et pénétraient dans les gaz irrespirables. L'un d'eux, nommé Gonthar, se sentant fatigué, fit signe à ses camarades, et tous trois retournèrent vers la pompe. Ils repartirent cinq minutes après, pour reprendre l'expérience. Arrivé au fond de la galerie, Gonthar demande encore à revenir et le groupe rebrousse de nouveau chemin ; mais Gonthar ne tarde pas à chanceler et, quoique soutenu par un de ses camarades, Barthélemy, perd l'équilibre et tombe. Le troisième ouvrier (celui qui était chargé du distributeur) crie au secours et, perdant la tête, au lieu d'aider à traîner Gonthar jusqu'au bon air, jette le distributeur, tout en gardant son embouchure, et s'enfuit en rampant, commettant ainsi faute sur faute. Malgré la chute, le distributeur ne cessa point de fonctionner.

Au premier cri, un maître mineur s'était élancé sans appareil dans la galerie et était venu à la rencontre de Barthélemy, qui, ayant aussi gardé son embouchure, traînait Gonthar, lequel avait naturellement perdu la sienne.

En ce moment, Barthélemy tombait lui-même à son tour, sans que sa chute ait été expliquée; il affirme n'avoir éprouvé aucun malaise et aura peut-être buté contre un obstacle. Quoi qu'il en soit, il perdit alors son embouchure et resta gisant, comme Gonthar, dans l'acide carbonique.

Le maître mineur avait été heureusement suivi par deux ouvriers, munis chacun de l'appareil portatif, et put être ramené à l'air frais, ainsi que Barthélemy et Gonthar; mais ce dernier ne put être rappelé à la vie.

III. *Accident du 15 novembre 1874.* — On voulait cette fois, dans la même concession, reprendre une masse de charbon abandonnée au milieu d'un quartier autrefois incendié. Il fallait, pour l'atteindre, commencer par rouvrir une galerie à travers bancs, dont l'entrée dans le puits avait été muraillée, et fermer, au moyen d'un barrage de sûreté, une galerie de niveau communiquant avec cette galerie à travers bancs.

Le mur qui masquait cette dernière galerie une fois démoli, l'eau qu'elle contenait s'écoula, dégageant en abondance des gaz très-méphitiques. On put ensuite, avec l'appareil portatif, reconnaître la galerie de niveau à barrer et déterminer l'emplacement du barrage. Cet emplacement fut choisi à 14 mètres de l'intersection des deux galeries et, par suite, à 64 mètres du puits, la galerie à travers bancs ayant 50 mètres de longueur.

Trois hommes, dont l'un portant le distributeur, partaient à la fois du puits; la pompe à air était établie sur un plancher construit en travers du puits. Les hommes restaient au travail le temps qu'ils pouvaient y rester et revenaient au puits dès qu'ils se sentaient quelque peu fatigués. Un surveillant, muni de l'appareil portatif, allait et venait constamment de la recette à l'extrémité de la galerie à travers bancs, vérifiant s'il ne survenait rien de fâcheux dans le travail.

Le 15 novembre 1874, un poste était arrivé à 5 ou 6 mètres du barrage en construction, quand l'un des trois hommes, nommé Badinand, fit signe qu'il voulait revenir. Les deux autres s'empressèrent de le soutenir chacun par un bras, mais il s'affaissa sur lui-même.

Au même instant, la conduite de la pompe s'engageait derrière une pierre; le porteur du distributeur rebroussa chemin pour la dégager, tandis que le troisième ouvrier, Rebaud, continuait à entraîner Badinand en sens inverse. Dans ces efforts contraires, l'emmanchement reliant le tube respiratoire de Rebaud au distributeur se rompit. Rebaud, se voyant alors exposé à une mort certaine, abandonna Badinand, appela au secours, marcha 12 mètres à tâtons (le tube de sa lampe s'étant naturellement aussi séparé du distributeur) et finit par tomber à 30 mètres environ du puits.

Le surveillant, muni de l'appareil portatif, accourut au premier cri et rencontra Rebaud, au moment où il venait de tomber; il l'emporta alors, aidé du porteur du distributeur, qui revenait avec ce distributeur séparé de la conduite d'air.

Le sauvetage de Rebaud n'avait fait perdre de vue qu'un instant celui de Badinand. Un sous-ingénieur de la mine, qui s'était hâté de gonfler un appareil portatif encore disponible, se précipita vers le lieu du sinistre, trouva Badinand étendu à l'extrémité de la galerie à travers bancs, et l'emporta seul jusqu'à 30 mètres du puits. Mais là il perdit, sans savoir comment, l'emmanchement de sa lampe et il aurait été forcé d'abandonner son précieux fardeau, s'il n'avait été rejoint par le surveillant qui venait de sauver Rebaud et qui aida le sous-ingénieur à ramener Badinand jusqu'au puits. Bien que celui-ci reçût là immédiatement tous les secours désirables, il ne put être ramené à la vie. Quant à Rebaud, il avait repris connaissance au bout de deux ou trois minutes.

A l'occasion de ces malheureux accidents, on pourrait peut-être faire deux remarques :

1° L'embouchure, appliquée imparfaitement contre la bouche, doit y laisser pénétrer trop facilement l'air extérieur.

2° Il est certainement dangereux d'atteler une brigade d'ouvriers à un seul et même appareil distributeur. Si l'un des ouvriers perd la tête, la vie de ses camarades peut se trouver compromise.

NOTE

SUR LES DANGERS QUE PARAÎT PRÉSENTER LA POUSSIÈRE DE HOUILLE DANS LES MINES, MÊME EN L'ABSENCE DE GRISOU.

On sait depuis longtemps que le poussier de charbon en suspension dans l'air peut être employé comme combustible.

Ainsi un ouvrage publié en 1818 (*Traité complet de mécanique appliquée aux arts*, par Borgnis; Composition des machines, p. 197) donne, d'après un rapport à l'Institut de Berthollet et de Carnot, la description d'une machine à feu de M. Niepce, dans laquelle on brûle des poussières très-fines. L'air, dilaté par l'inflammation rapide d'une certaine quantité de combustible en poudre, soulève un piston. Le combustible employé était d'abord du lycopode, mais l'appareil a marché également avec de la poussière de houille, mélangée au besoin d'un peu de résine.

Plus récemment, des applications industrielles ont été faites de la combustion de houille, réduite en poudre impalpable; on peut citer, par exemple, les appareils de chauffage de MM. Whelpley et Storer, en Amérique, et le four que M. Crampton a établi à Woolwich pour le puddlage du fer.

Depuis longtemps aussi, l'on a remarqué le rôle que jouent, dans les explosions de grisou, les poussières charbonneuses qui se trouvent en suspension dans l'atmosphère de la mine. Ces poussières en brûlant peuvent augmenter les effets désastreux de l'accident, soit par la flamme même qu'elles produisent, soit par les gaz irrespirables qui sont le produit de leur combustion, soit enfin en propageant, comme une trainée de poudre, l'inflammation jusqu'à d'autres amas gazeux explosifs.

La poussière de houille embrasée peut encore être quelquefois la cause du phénomène désigné sous le nom de retour de flamme, lorsque, par suite de la dépression qui succède à la dilatation subite que produit l'explosion, les courants chargés de poussières reviennent violemment vers le lieu de cette explosion.

Après la plupart des explosions de grisou de quelque importance, on retrouve en divers points, sur les boisages, une croûte composée d'une sorte de coke léger; elle ne peut certainement provenir que de la poussière de houille, soulevée dans les chantiers et sur le sol des galeries, puis transportée par le violent courant d'air qu'a produit l'explosion.

Ainsi, le 29 août 1855, au puits Charles de la concession houillère de Firminy (Loire), dans un grave accident de ce genre, — à l'occasion duquel cette production de coke a été signalée pour la première fois par l'ingénieur en chef du département (M. du Souich), — des ouvriers placés près du puits d'entrée d'air ont été brûlés, tandis que d'autres, occupés au fond de chantiers voisins du théâtre de l'explosion, mais en dehors du courant, ont été préservés. Ce fait prouve bien que la mine ne renfermait pas une très-grande quantité de grisou et que la combustion des poussières a dû être pour beaucoup dans l'accident.

Mêmes observations après deux explosions semblables dans le même bassin houiller de Saint-Étienne, l'une au puits du Treuil (26 mai 1861), et l'autre au puits Beaunier, de la concession de Villars (11 octobre 1867).

Dans ce dernier accident, beaucoup d'ouvriers périssent asphyxiés; et, si cette asphyxie doit être attribuée, en grande partie, à l'explosion du grisou lui-même, on peut cependant conjecturer que la quantité des gaz méphitiques a été accrue par l'inflammation de poussières.

L'instruction ministérielle du 6 décembre 1872, sur les mesures de sûreté à prendre dans les mines à grisou,

signale le rôle fâcheux que peuvent jouer ces poussières, dans les explosions, et recommande l'arrosement des galeries sèches où le passage des hommes et des chevaux produit une poudre de houille impalpable.

Dans un mémoire sur son système de portes (*), M. Verpilleux parle aussi des effets que peuvent produire les poussières dans les coups de grisou.

Aujourd'hui, en présence de faits nouveaux ou mieux étudiés, plusieurs ingénieurs vont plus loin : d'après eux, la présence de poussières fines dans l'air, sans trace de gaz combustibles, peut donner lieu à des inflammations qui, bien qu'essentiellement localisées, sont souvent très-dangereuses pour les ouvriers.

Les *Annales des mines* (7ᵉ série, tome II, 1872, p. 255) ont déjà appelé l'attention des lecteurs sur deux accidents où l'inflammation des poussières a joué un rôle important. D'autres accidents sembleraient confirmer cette manière de voir.

Le 12 décembre 1874, au puits Dyèvre de la concession de la Béraudière (Loire), l'explosion d'un coup de mine tiré en M (Pl. IV, *fig.* 1) dans un chantier dépourvu de grisou, produisit une flamme rougeâtre, qui se propagea sur une longueur d'une quinzaine de mètres, en franchissant un coude très-brusque de galerie. Des trois ouvriers qui se trouvaient là, en A, B et C, un fut légèrement brûlé, mais les deux autres, qui virent arriver le feu, se couchèrent à terre et ne furent point atteints.

On trouve aussi, dans les premiers comptes rendus des *Réunions mensuelles de la Société de l'industrie minérale* pour 1875, la mention d'inflammations de poussières dans des mines sans grisou.

Au puits Montmartre nᵒ 1, de la concession de Beau-

(*) *Bulletin de la Société de l'industrie minérale*, 1864, t. IX, p. 466, et *Annales des mines*, 6ᵉ série, 1867, t. XII, p. 561.

brun (Loire), deux fois des lampes ont allumé le poussier de charbon, en produisant des flammes de 7 à 8 mètres de longueur et une légère détonation. Sur le même puits, au jour, le feu d'une grille a enflammé la poussière fine de charbon en suspension dans l'air; il s'est produit une flamme rouge, avec explosion légère. Dans la même mine, il est arrivé à des boiseurs d'être brûlés par suite de l'inflammation, au contact de leurs lampes, de la poussière qu'ils produisaient pendant leur travail.

Au puits du Chauffour, de la concession d'Anzin (Nord), l'explosion de coups de mine a été suivie de flammes de 10 à 12 mètres de long, sans qu'il y eût trace de grisou.

Dans des expériences faites à la mine du Treuil, on a obtenu de longues flammes dues à la combustion des poussières.

L'accord est loin, d'ailleurs, d'être établi sur la nature et l'importance de cette combustion des poussières, en l'absence du grisou : il faudra encore beaucoup d'observations et d'expériences soigneusement faites pour éclaircir complétement la question. On trouvera, dans le mémoire qui suit, de M. Vital, d'une part, les diverses circonstances d'un accident du genre de ceux qui nous occupent, minutieusement décrites, et, d'autre part, le compte rendu des expériences intéressantes qu'il a exécutées à cette occasion.

RECHERCHES
SUR
L'INFLAMMABILITÉ DES POUSSIÈRES DE CHARBON

Par M. VITAL, ingénieur des mines.

Motifs et but de ce travail.

Le 2 novembre 1874, un coup de feu éclata à la suite d'un tirage à la poudre dans un travers-banc au charbon de la houillère de Campagnac; l'explosion atteignit à une quarantaine de mètres du front de taille trois ouvriers attachés à ce chantier, et, six ou sept jours après, les trois blessés moururent des suites de leurs brûlures.

Cet accident s'était produit dans un quartier de la houillère où les travailleurs n'avaient jamais trouvé trace de gaz délétères ou détonants; son allure anormale et sa gravité ont motivé une enquête minutieuse sur sa nature, et les résultats de ces recherches permettent d'attribuer son origine à l'influence exclusive de la combustion instantanée des poussiers de charbon sous l'influence des coups de mine.

Depuis quelques années, l'attention des ingénieurs et des exploitants de mines s'est portée sur cette question; son importance pratique et l'intérêt d'actualité qui s'y rattache ont motivé la rédaction de la présente note.

§. I. — ÉTUDE ANALYTIQUE DU COUP DE FEU.

Les travaux de la mine de Campagnac sont ouverts dans une couche nord-sud de 10 à 12 mètres de puissance, inclinaison ouest de 20 à 25 p. 100.

Le gîte affleure au voisinage de la cote 282; de nombreux

points d'attaque sont ouverts sur son amont-pendage, en particulier le puits de Campagnac, cotes 294-263, et le puits du foyer 281-269, tous deux reliés aux chantiers par des travers-bancs est-ouest respectivement situés cotes 266 et 269.

La couche est divisée par tranches horizontales de 4 à 5 mètres de hauteur; chaque assise est dépilée par recoupes et rabatage, et tout quartier déhouillé est soigneusement remblayé; les charbons sortent par une galerie au mur, et les terres, 2 mètres plus haut, arrivent en longeant le toit.

Le coup de feu du 2 novembre a éclaté entre le travers-banc de Campagnac et celui du Foyer, dans un quartier actuellement en traçage, cote 249.

Le chantier Puech, théâtre de l'accident (marqué A, sur le plan d'ensemble *fig.* 2, Pl. IV, et sur les *fig.* 3 et 4 qui représentent la galerie à l'échelle de 2 millièmes), est situé à la tête d'une recoupe est-ouest, amorcée à 60 mètres environ du travers-banc de Campagnac, sur une galerie en direction ouverte dans le toit du gîte; le quartier avait en couronne des remblais de la cote 253; sa sole était en plein massif.

A la date de l'explosion, le travers-banc avait 35 mètres de longueur, 10 mètres ouverts dans le rocher, 25 mètres coupant le charbon, et son front de taille arrivait à 2 ou 3 mètres du mur. (Voir les *fig.* 3 et 4.)

5 ou 6 mètres ouest du toit, le bure B le mettait en communication avec la galerie du roulage cote 245, 12 mètres est du premier, le bure C le reliait à une galerie à remblais conservée au milieu des terres au niveau 253.

Le courant d'air du quartier entrait par le puits de Campagnac, suivait le travers-banc de roulage et se bifurquait en α; la première branche suivant αi; descendait le bure C jusqu'à la recoupe de Puech, la balayait jusqu'au bure B et arrivait cote 245; elle parcourait ce niveau et, remon-

tant la cheminée D, sortait par le puits du foyer. La deuxième branche, après avoir traversé divers travaux du 255, gagnait en descendant la galerie au toit du 249, et rejoignait à la bouche du bure B la première partie du courant. L'aérage était fort actif, et l'air couchait la flamme de la lampe; sa vitesse moyenne, évaluée au pas, atteignait près du bure B, 50 ou 60 centimètres par seconde.

La rencontre des deux colonnes d'air à la bouche du bure B produisait en ce point un léger engorgement dans le courant, et l'influence de ce remous, combiné aux divers phénomènes physiques liés à la présence des ouvriers au front de taille A, donnait naissance à un circuit d'aérage dans le cul-de-sac A-C.

Un filet d'air abandonnait le courant principal dans la région B-C, balayait de C vers A la sole de la recoupe, s'élevait en léchant le front de taille A, et revenait sur ses pas en couronne rejoindre en C le circuit général.

Ce courant local se trouvait assez vif pour accuser nettement ses directions diverses à la flamme d'une lampe à feu nu.

150 ou 200 mètres sud du quartier Puech, la couche de houille de Campagnac est morcelée par un système complexe de failles accompagnées de nombreux soufflards à grisou. A la suite de quelques explosions survenues dans cette partie de la mine, tous les travaux en cul-de-sac s'éclairent à la lampe de sûreté, et les trois ouvriers attachés au chantier A étaient munis d'une lampe Müseler.

Dans la région du puits de Campagnac, le gîte offre une allure régulière; pas de crépitement dans le charbon, pas de fissure dans les massifs, et dans un rayon de 60 mètres autour du chantier A, il est impossible de découvrir la moindre trace de grisou; l'oxyde de carbone y est tout aussi inconnu, et jamais ouvrier de ce quartier ne s'est plaint de mal à la tête. Il y avait jadis quelques feux dans le voisinage, au niveau 230; mais ces incendies sont depuis

longtemps maîtrisés, et les piliers envahis ont été étouffés sous d'épais matelas de remblais pilonnés. De loin en loin, dans quelques galeries, une légère odeur de fumée atteste encore leur présence, mais l'absence de tout vide important dans les vieux travaux du puits de Campagnac rend impossible la venue subite d'un volume considérable de gaz délétères ou explosifs.

L'ensemble de ces conditions donnait au chantier A une apparence de sécurité parfaite, et malgré les règlements de la houillère, Puech, en cachette, faisait usage d'une lampe à feu nu.

La houille de la recoupe a un aspect dur et compacte, mais le charbon se brise à l'abatage; le travers-banc cube environ 50 tonnes et son percement n'a pas fourni un seul wagon de gros; le chantier A donnait des grêles et du menu, et la sole de la galerie était garnie, sur une épaisseur de 5 à 6 centimètres, d'une couche de poussier pulvérulent irrégulièrement mélangé à des noisettes et des chatilles.

L'avancement marchait au pic et à la poudre.

Dans la matinée du 2 novembre, les trois mineurs avaient pratiqué en couronne un vide de 70 centimètres de hauteur sur 70 de profondeur; dans la journée, ils avaient entaillé la paroi sud sur une largueur de 30 centimètres, et il restait à la sole de la galerie un bloc compacte d'un mètre cube de charbon. Ce massif ne pouvant se débiter au pic, un trou de mine de 90 centimètres de longueur fut foré au fleuret de 33 millimètres à la base du front de taille, et vers le milieu de sa longueur avec une inclinaison d'environ 7 p. 100. Le coup fut bourré avec une cartouche ordinaire renfermant 150 ou 160 grammes de poudre et amorcée avec une mèche de sûreté.

Quelques minutes avant le bourrage, le maître mineur de la houillère visita minutieusement la galerie, la trouva exempte de cloche et constata à la lampe Müseler l'absence de tout mélange détonant.

Au moment du tirage, Puech, en qualité de chef de chantier, renouvela cette inspection; ne trouvant à son front de taille aucun indice de danger, il alla chercher sa lampe à feu nu au bas du bure B et s'en servit pour allumer la mèche.

Le coup rata, les mineurs revinrent et débourrèrent en partie; ils mirent en place une nouvelle charge de poudre, enflammèrent la mèche au feu de la lampe de Puech, et, battant promptement en retraite, se réfugièrent au voisinage de la bouche du bure B.

Quelques secondes après, une détonation violente se fait entendre et les ouvriers voient arriver sur eux un tourbillon de flammes rouges; deux se jettent à terre, un autre est renversé; tous sont brûlés et, les habits en feu, les trois mineurs rampent jusqu'au bure B pour se précipiter à l'étage inférieur.

Les flammes ne dépassèrent pas les limites de la recoupe, mais la commotion produite par l'explosion se propagea à une distance relativement considérable; un coup de vent, fortement chargé de poussiers, balaya la galerie au toit du 249 sur une longueur de 130 à 150 mètres, se transmit par les bures B et C aux étages voisins et se fit sentir dans leurs travaux sur un rayon moyen de 60 à 80 mètres.

Le bruit de l'explosion attira sur les lieux de l'accident les ouvriers du voisinage, et les trois blessés furent immédiatement secourus; leurs corps portaient de nombreuses brûlures, les unes faites par le coup de feu, les autres dues à la combustion de leur vêtement; la majeure partie des plaies étaient du second degré; les brûlures directes étaient à peu près aussi profondes que les blessures accidentelles, et, malgré les soins les plus dévoués, les trois mineurs moururent après une semaine de souffrance.

Les ravages matériels de l'accident s'étaient principalement concentrés dans le cul-de-sac C-A.

Toutes les parois de la recoupe étaient couvertes de

poussier de charbon extrêmement ténu, d'une teinte légèrement roussâtre, et le dépôt pulvérulent atteignait par places un demi-millimètre d'épaisseur.

De B en A les bois étaient noircis sur leurs trois faces libres, leur enduit était irrégulièrement moiré de plaquettes bitumeuses et parsemé de particules noires et brillantes douées d'un aspect micacé. Au voisinage du front de taille, le maximum d'impression semblait coïncider avec la base de la face est des poteaux; quelques mètres plus loin, la distribution des poussières perdait toute apparence de régularité.

Un cabas renfermant une livre de poudre était posé par terre, vers le milieu du coude BC, du côté nord du travers-bancs; en face, à mi-hauteur de galerie, étaient pendus les habits des mineurs; le panier n'a pas été atteint par les flammes, les vêtements ont été mis en feu, et les poteaux nord du coude C ont eu toutes leurs brindilles corticales entièrement consumées.

Trois fils à plomb de 80 centimètres de longueur étaient placés dans la recoupe, le premier à 11 mètres du front de taille et dans l'axe de la galerie, les deux autres 1 mètre plus loin, l'un vers le milieu du chapeau, l'autre à 10 ou 12 centimètres de la paroi sud du chantier. Tous trois ont été brûlés, mais ils ont été inégalement atteints; le premier avait conservé 20 centimètres de corde, le second 15, celui du mur plus de 40.

Le front de taille était intact, le coup de mine avait débourré et fait canon.

Il n'y a jamais eu de grisou dans le quartier du puits de Campagnac; au moment où le coup de mine a été tiré, il n'existait dans le chantier aucune trace de gaz délétères ou explosifs, oxyde de carbone, hydrogène proto ou bicarboné, et il n'y a dans le voisinage aucun vide, aucun feu, aucune faille capable de fournir en quelques secondes un volume considérable de ces gaz. Les flammes qui ont

accompagné la détonation étaient rouges dans la majeure partie de leur trajet ; elles ont épargné la couronne de la galerie pour se concentrer vers sa sole, et le coup de feu du 2 novembre ne peut être attribué à l'explosion d'un mélange détonant.

En l'absence de toute autre cause, la combustion instantanée des poussiers de charbon, sous l'influence du tirage à la poudre, pouvait seule expliquer l'accident ; l'allure du coup de feu, la nature du chantier rendaient cette supposition plausible, et des essais comparatifs furent entrepris dans le laboratoire de Rodez dans le but de soumettre cette hypothèse à l'épreuve de l'analyse et de l'expérience.

§ II. — Recherches expérimentales (*).

Une prise d'essai de 3 kilogrammes prélevée avec soin à la sole de la galerie a donné au tamis les divers produits suivants :

Mailles ou numéros des tamis traversés par les matières.	Désignation des produits.	Quantités. en grammes.	en centièmes.
Tamis n° 120.	Poussier n° 1.	178 —	5,93
Tamis n° 60.	Poussier n° 2.	356 —	11,86
Maille de 1 millimètre. . . .	Poussier n° 3.	63 —	2,10
Maille de 1 centimètre. . . .	Menu.	2.149 —	71,63
Résidu.	Chatilles.	251 —	8,26
		2.997 —	99,78

Au point de vue technique :

	grammes.		centièmes.	
Menu.	2.746	aux	91,52	p. 100
Chatilles.	251	—	8,26	—

Les poussiers 1 et 2 forment une matière pulvérulente, sans éclat, couleur noir d'ivoire, et le poussier 3 se com-

(*) *Nota.* M. Castel, ingénieur en chef des mines, a bien voulu me diriger par ses conseils dans ces recherches et me venir en aide dans ces expériences. Je saisis avec empressement cette occasion de le remercier de son bienveillant concours.

pose de fragments lamellaires analogues aux produits obtenus par la pulvérisation directe des noisettes et chatilles. Les débris des menus, porphyrisés et passés au tamis 120, donnent une poudre n° 4, identique comme apparences aux poussiers n°s 1 et 2.

Ces diverses matières, soumises à l'analyse, ont fourni les résultats consignés dans le tableau suivant :

		POUSSIERS			MENUS FINS porphyrisés.
		n° 1.	n° 2.	n° 3.	Poudre n° 4.
		cent.	cent.	cent.	cent.
Eau hygrométrique.		0,31	0;29	00,0	0,0
Produits desséchés.	Matières volatiles.	34,1	34,8	35,1	34,6
	Cendres calcinées.	24,2	24,4	24,6	23,9
	Carbone fixé (par différence).	41,7	40,8	40,3	41,5
		100,0	100,0	100,0	100,0

Les cendres calcinées sont gris rougeâtre ; leur teinte rosée et l'odeur sulfureuse des gaz dégagés par la combustion du charbon semblent indiquer la présence d'une petite quantité de pyrite de fer dans la houille.

D'après ces résultats, les poussiers 1, 2, 3 et 4 ont la même composition chimique ; ils ne diffèrent entre eux que par la grosseur de leur grain et la forme de leurs éléments.

Un morceau de grêle choisi dans la prise d'essai prélevée à la sole de la galerie et un morceau de pérats enlevé au hasard, en plein massif, sur l'un des parements du chantier, ont été successivement pulvérisés et passés au tamis de 1 millimètre, puis porphyrisés et passés au tamis 120.

Les poudres 5 et 6 obtenues par la première opération étaient analogues au n° 3 ; les poussiers 7 et 8, donnés par la porphyrisation, présentaient une grande ressemblance avec les n°s 1 et 2, mais ils avaient un éclat un peu plus brillant et une couleur un peu plus foncée.

A l'essai les matières 7 et 8 ont donné les chiffres suivants :

	POUSSIER (7) grêle de la sole porphorisé.	POUSSIER (8) perat du massif porphyrisé.
Matières volatiles	42	44
Cendres calcinées	6	2
Carbone fixé	52	54

Ces résultats semblent établir que les matières prélevées à la sole du chantier, après huit jours de chômage, sont le produit plus ou moins complexe du mélange des menus charbons et des impuretés de nature diverses introduites dans la galerie par les travaux du voisinage ou la circulation des ouvriers employés dans les avancements d'alentour.

Les poussiers 1, 2, 3 et 4 ont été soumis à une série d'essais comparatifs reproduisant en petit, autant que faire se pouvait, les conditions réelles de la houillère.

Dans le chantier, le coup de mine éclate d'une façon instantanée et jette devant lui un trait de flamme et un courant gazeux qui pour quelques secondes bouleversent et torréfient les amas de poussiers accumulés au voisinage.

Pour faciliter les observations et rendre homologues leurs résultats, les deux termes du phénomène ont été renversés : le coup de mine est continu et une galerie mobile vient se placer sous son influence directe pendant un temps laissé à l'appréciation de l'observateur.

L'appareil employé (voir Pl. IV, *fig.* 5) se compose de trois parties : le générateur du coup de mine, la galerie et les appareils de mesure.

La composition moyenne de la poudre de mine se réduit théoriquement aux trois termes suivants :

Salpêtre	62
Soufre	18
Carbone	20
	100

La matière est très-hygronométrique et le jet de gaz

lancé par un coup de mine est un mélange d'oxyde de carbone, d'acide carbonique et de vapeur d'eau, chargé de sulfure de potassium et saupoudré de particules de carbone enflammé.

Ce mélange a été remplacé dans les expériences par la flamme d'un chalumeau à gaz alimenté par un courant d'air chargé de poussier n° 1, et la composition moyenne du gaz d'éclairage permet de penser qu'au point de vue des éléments actifs, les deux mélanges sont à peu près équivalents.

L'appareil générateur du coup de mine se compose du canon et du régulateur.

Le canon (*a*, *fig.* 5) est une lampe Bunsen séparée de son socle; il consiste essentiellement en un tube en laiton muni d'un ajutage latéral à robinet lançant suivant l'axe de l'appareil un filet de gaz d'éclairage. Le tube a une longueur de 12 centimètres et un diamètre de 3. Le gaz est pris en C au moyen d'un tube en caoutchouc sur la conduite générale du laboratoire et la buse de sa tuyère a 3 millimètres de diamètre. L'extrémité postérieure du tube est fermée par un bouchon en caoutchouc, traversé par un tube en verre de 1 centimètre de diamètre qui peut être relié à volonté soit au soufflet de forge *f*, soit à la cloche à courant d'air *e*.

L'extrémité antérieure du canon peut être garnie d'une buse mobile enrasée formée d'un bout de chalumeau implanté sur un bouchon en caoutchouc enfoncé dans l'intérieur du tube.

L'appareil, serré dans les mâchoires d'un poteau vertical, peut être fixé dans une position horizontale ou calé sous des angles divers au moyen de petits coins en bois.

Le régulateur est un réservoir alimenté par un courant d'air pur, mais irrégulier, et fournissant un jet réglé de gaz imprégné de poussier. Le réservoir est formé par un cylindre en verre de 30 centimètres sur 15 terminé en goulot à une extrémité. L'ajutage est fermé par un bouchon en

caoutchouc traversé par la tige d'un entonnoir renversé de 12 centimètres de diamètre.

Après introduction dans la cloche de 60 ou 80 grammes de poussier n° 1, le gros bout est hermétiquement clos par un tampon en liége, traversé par un tube recourbé. A l'extérieur, ce tube peut être relié avec la buse du soufflet de forge; à l'intérieur, il débouche normalement à la face du tampon et à quelques millimètres de distance.

La galerie mobile consiste en un tube droit dont l'axe se meut dans le plan horizontal mené par le centre de la bouche du canon, autour d'une ligne verticale coupant le prolongement de l'axe du chalumeau. Le tube est en verre vert; il a 2 mètres de longueur et 3 centimètres et demi de diamètre: il est légèrement évasé à un bout et aminci à l'autre; il est serré en son milieu entre les pinces d'un support vertical, dont la base est clouée sur la table de l'expérience et dont la tige à mâchoire joue librement dans la douille du pied. Amenée dans le prolongement du tube Bunsen, la galerie affleure la bouche du canon par son extrémité évasée à 1/2 ou 1/4 de millimètre près.

Les appareils de mesure sont au nombre de trois, une règle, des témoins et un pendule balistique.

Une bande de papier, divisée en doubles centimètres, est collée sur la galerie et permet d'évaluer approximativement la longueur des flammes.

Deux témoins formés chacun d'un grain de plomb de 3 grammes enveloppés dans du papier, sont placés dans ce tube à $1^m,50$ et $1^m,75$ du gros bout et servent à apprécier l'intensité au coup de feu.

Le pendule balistique est une potence à pendule munie d'un secteur qui mesure l'amplitude de la demi-oscillation : la boule de l'appareil est une balle de sureau de 2 centimètres et demi de diamètre dont la surface est recouverte par un léger enduit de noir d'ivoire; le secteur consiste en un arc de cercle gradué en double degré et tracé sur une

feuille de papier collée sur le bras horizontal de la potence.

Le canon, le tube mobile et le plan du secteur étant alignés, le petit bout de la galerie rase la balle du pendule à un demi-millimètre près.

Avant l'expérience l'observateur enlève la galerie mobile avec son axe, y introduit 4 grammes de poussier, et distribue le charbon aussi régulièrement que possible sur toute la longueur du tube; il pousse les témoins à leur poste et remet en place l'appareil.

La galerie étant légèrement oblique sur l'axe du canon, l'aide donne le vent et allume le gaz. Le coup de mine étant réglé, l'observateur, placé à l'extrémité opposée, fait brusquement tourner le tube mobile, le présente une seconde à la flamme du chalumeau et le ramène à lui. La portée du coup de feu est donnée par la lecture directe; la trace noire laissée par la balle du pendule sur son cadran indique l'amplitude de son oscillation, et l'état des témoins est relevé par une inspection postérieure.

L'appareil est simple et facile à monter; les éléments qui le composent se trouvent dans le matériel de tous les laboratoires d'usine. Les observations se font rapidement; elles n'ont pas la rigueur mathématique des expériences de la physique, mais leur exactitude est suffisante pour les besoins journaliers de la pratique.

Les expériences faites sur les houillères de Campagnac dans le laboratoire de Rodez peuvent se résumer dans les termes suivants :

§ 1. — Recherches préliminaires.

(a) Allure du coup de mine à l'air libre.

1° Le coup de mine étant donné sans allumer le gaz, un abondant enduit de charbon se dépose sur une plaque de porcelaine placée à quelques centimètres de la bouche du tube.

2° Le gaz étant allumé et le chalumeau soufflé à l'air pur,

le canon lance une flamme bleue à peine visible, de 5 centimètres de longueur.

3° L'appareil étant alimenté de poussier, la flamme fonce en couleur, mais reste bleue; elle se tigre de nombreux points brillants de carbone en feu, mais elle ne donne aucun dépôt charbonneux sur la plaque de porcelaine.

(b) Allure du coup de mine en galerie libre.

La galerie garnie de ses témoins, mais sans poussier, est soumise à l'action du coup de mine : la flamme ne change pas de couleur, mais s'allonge de 2 centimètres; les témoins ne sont pas roussis, le pendule s'agite, mais ne reçoit aucun choc.

§ 2. — Tirage en galerie chargée.

(a) Influence de la grosseur des poussiers.

Le tube Bunsen est alimenté d'air chargé de poussier.

Le coup de feu est donné à plein canon, en chargeant successivement la galerie avec les poudres 1, 2, 3 et 4.

Une flamme rouge et blanche traverse brusquement le tube, la galerie se remplit de fumée, et après le tirage, ses parois sont recouvertes de poussier de charbon imprégné de vapeur d'eau et de matières bitumineuses, les témoins sont brûlés et le pendule reçoit un choc violent.

Les résultats exacts des expériences sont consignés dans le tableau suivant :

Observations.		Poussiers.			
		1	2	3	4
Flamme.	Longueur. . . .	$1^m,78$	$1^m,46$	$0^m,15$	$1^m,73$
	Allure.	régulière.	régulière.	régulière.	régulière.
	Couleur.	rouge sans points brillants.	rouge sans points brillants.	bleu et rouge avec particules enflammées.	rouge sans points brillants.
Témoins.	N° 1. . . . . . . Le plus près du canon.	brûlé.	brûlé.	intact.	brûlé.
	N° 2.	brûlé.	roussi.	intact.	brûlé.
Angle au jet du pendule.		14 degrés.	11 degrés.	2 degrés.	13 degrés.

Retirés de la galerie après le coup de feu, les poussiers 1 et 2 avaient perdu leur couleur noir d'ivoire et pris une teinte roux foncé; ils ne contenaient aucune particule cristalline, mais ils étaient légèrement humides et se groupaient volontiers en boulettes.

Essayés au creuset, ils ont donné les résultats suivants :

		POUSSIERS			
		n° 1		n° 2	
		avant le coup de feu. (a)	après le coup de feu. (b)	avant le coup de feu. (c)	après le coup de feu. (d)
Matières hygrométriques...		0.31	11,3	0,29	9,7
Poussier sec.	Matières volatiles.	34,1	21,2	34,8	23,5
	Cendres calcinées.	24,2	29,7	24,4	28,2
	Carbone fixé. . . .	41.7	49,1	40,8	48,3
		100,0	100,0	100,0	100,0

Les boutons de coke des essais *a* et *c* étaient durs, compactes et brillants, les deux autres pulvérulents et ternes.

L'analyse d'un petit échantillon de poussier roussâtre recueilli dans la mine de Campagnac, sur les bois du chantier Puech après l'explosion, a donné après dessiccation les chiffres suivants :

Matières volatiles.	27,2
Cendres calcinées	26,1
Carbone fin.	46,7
	100,0

(*b*) Influence de l'état du chantier.

Les essais précédents sont répétés sur chaque échantillon, après avoir fait subir à la galerie un premier coup de feu, et les résultats suscités se modifient ainsi qu'il suit :

OBSERVATIONS.	POUSSIERS.			
	1	2	3	4
Flamme. Longueur	0m,23	0,13	0m,13	0m,25
Flamme. Allure	irrégulière.	irrégulière.	irrégulière.	irrégulière.
Flamme. Couleur	rouge pointillé.	rouge pointillé.	bleu pointillé.	rouge pointillé.
Témoins. N° 1	intact.	intact.	intact.	intact.
Témoins. N° 2	intact.	intact.	intact.	intact.
Jet du pendule	3 degrés.	2 degrés.	2 degrés.	3 degrés.

(*c*) Influence du diamètre de la buse.

Les observations sont faites avec le poussier n° 1 en lançant successivement la flamme, soit à plein canon, soit avec le bec du petit chalumeau placé au niveau de la sole de la galerie. Ces essais ont fourni les résultats suivants :

	COUP DE MINE HORIZONTAL	
	à plein canon.	à buse réduite.
Flamme. Longueur	1m,82	1m,72
Flamme. Allure	régulière.	régulière.
Flamme. Couleur	rouge homogène.	rouge homogène.
Témoins. N° 1	brûlé.	brûlé.
Témoins. N° 2	brûlé.	brûlé.
Jet de pendule	13 degrés.	13 degrés.

(*d*) Influence de la position de la buse.

Le coup de feu est lancé sur du poussier n° 1, avec la buse réduite, en plaçant successivement la tuyère à la sole et au toit de la galerie avec ou sans inclinaison : les résultats se traduisent par les chiffres ci-dessous :

		BUSE INCLINÉE de 5 p. 100		BUSE HORIZONTALE	
		au toit.	à la sole.	au toit.	à la sole.
Flamme.	Longueur.	0m,95	0m,80	1m,06	1m,70
	Allure. . .	irrégulière.	en serpent.	semi-régulière.	régulière.
	Couleur. .	rouge un peu pointillé.	rouge un peu pointillé.	rouge.	rouge homogène.
Témoins.	N° 1. . . .	brûlé.	roussi.	brûlé.	brûlé.
	N° 2. . . .	intact.	intact.	intact.	brûlé.
Jet du pendule. . . .		7 degrés.	6 degrés.	8 degrés.	14 degrés.

(*e*) Influence de la nature du coup de mine.

Les observations sont faites sur le poussier n° 1, et à plein canon, en alimentant successivement le chalumeau avec de l'air pur et avec du poussier. Ces essais ont fourni les résultats suivants :

		COUP DE FEU ALIMENTÉ	
		à l'air pur.	au charbon.
Flamme.	Longueur.	0m,53	1m,85
	Allure.	régulière.	régulière.
	Couleur.	bleu rougeâtre.	rouge homogène.
Témoins.	N° 1.	roussi.	brûlé.
	N° 2.	intact.	brûlé.
Jet du pendule.		5 degrés.	14 degrés.

Ces expériences sont fort restreintes et leurs résultats ne sont pas susceptibles d'être généralisés ; elles permettent toutefois, à titre temporaire et sous réserve et de vérifications postérieures, de poser les conclusions suivantes :

1° Certains poussiers de houille, extrêmement ténus et très-riches en gaz, prennent feu lorsqu'ils sont soulevés par l'explosion d'un coup de mine ; la houille se décompose de proche en proche et donne naissance à des mélanges détonants qui s'allument à la flamme de la poudre et produisent des explosions.

2° Le coup de feu est instantané ; il brûle ou altère une petite quantité du charbon soulevé sur son passage et s'éteint.

3° L'intensité du phénomène est intimement liée à la nature physique des poussiers ; elle devient nulle, ou à peu près nulle, dès que les dimensions des grains s'élèvent à une fraction appréciable du millimètre.

4° Toutes choses égales d'ailleurs, le facies et la violence du coup de feu dépendent essentiellement des conditions physiques qui déterminent l'allure et l'importance du soulèvement des poussiers.

5° La présence d'un excès de carbone libre dans la poudre de mine facilite la production du phénomène.

Conclusions.

Les résultats des expériences faites au laboratoire de Rodez et les conditions techniques du chantier Puech expliquent dans ses moindres détails l'explosion du 2 novembre.

Un coup de mine de 250 à 300 grammes de poudre est tiré avec une inclinaison de 6 à 7 p. 100 à la sole d'un chantier sec et poussiéreux. Le coup fait canon et jette dans la galerie un torrent de gaz enflammé, chargé de particules de carbone en ignition. Ce courant heurte la branche inférieure du circuit fermé qui aère le front de taille ; son action directe et les remous du choc soulèvent des tourbillons de poussier, les particules fines prennent feu, et une explosion se produit. Les flammes obéissent à l'impulsion première, elles suivent l'axe de la galerie et rasent le sol à leur départ. Elles rencontrent sur leur passage trois fils à plomb dans le voisinage immédiat du front de taille ; elles épargnent celui qui touche la paroi et brûlent la partie inférieure de ceux qui pendent au milieu des chapeaux.

En continuant leur chemin elles s'élèvent peu à peu en couronne ; elles s'étendent, viennent frapper la paroi nord du coude de la galerie et en brûlent tous les poteaux. En ce point le courant fait balle et se rejette vers le sud ; il

épargne le panier déposé sur la sole du côté nord et incendie les vêtements supendus en face en couronne.

En arrivant au bure B, les flammes rencontrent le circuit d'aérage du niveau 249; les deux courants marchent en sens contraire, un choc a lieu et les flammes s'arrêtent; mais, au voisinage du bure, des tourbillons de feu remplissent la galerie; alimenté par un excès d'air frais, le feu acquiert dans cette région son maximum d'intensité, et les trois ouvriers réfugiés en ce point reçoivent, de la tête aux pieds, des brûlures du 2e et du 3e degré. La commotion produite par l'explosion se propage seule au delà de la recoupe, et ses vibrations vont peu à peu se perdre dans les régions du voisinage.

Le coup de feu de Campagnac fournit des renseignements importants sur la conduite des travaux secs et poussiéreux, ouverts dans les couches de houille riches en matières volatiles.

Les poussiers de charbon extrêmement ténus sont une cause de danger pour les chantiers secs attaqués à la poudre; dans les travaux bien aérés, ils peuvent à eux seuls motiver des désastres; dans les travaux à grisou, ils augmentent les chances de l'explosion, et en cas d'accidents ils aggravent les conséquences du coup de feu.

Le nettoyage soigneux au front de taille et l'arrosage de la sole de la galerie peuvent écarter ou diminuer le danger.

En l'absence de ces précautions, les charges trop fortes de poudre doivent être interdites, et les coups de mine doivent être placés de manière à éviter le soulèvement des poussières, soit par l'action directe du tirage, soit par les remous motivés par la détonation dans le courant d'air du chantier.

LÉGENDE.

(Pl. IV, fig 2 à 5.)

Fig. 2. Plan de la mine de Campagnac. Échelle de $0^m,0004$ par mètre.

Fig. 3 et 4. Plan et coupe du chantier de l'accident au moment de l'explosion. Échelle de $0^m,002$ par mètre.

A Chantier Puech.
B, C, D Bures d'aérage.
a Trou de mine.
b, c, d Fils à plomb.
e Poteau présentant le maximum de carbonisation.
f Panier plein de poudre de mine.
g Habits des mineurs.
h Position des ouvriers au moment de l'explosion.

Fig. 5. Appareil pour l'étude sommaire du phénomène de la combustion instantanée des poussiers de charbon. Échelle de $0^m,06$ par mètre.

a Lampe à gaz, système Bunsen, servant de canon.
b Robinet d'arrivée du gaz d'éclairage.
c Prise de gaz.
d Soufflet de forge.
e Régulateur.
f Prise d'air.
g Galerie mobile autour de l'axe *k*.
h Pendule.
i Secteur gradué.

Rodez, 24 novembre 1874.

NOTE

SUR LES FRACTURES QUI ONT PRÉSIDÉ A LA FORMATION DES FILONS AURIFÈRES DE GONDO ET SUR LES RELATIONS GÉOMÉTRIQUES QUI DÉFINISSENT LEUR STRUCTURE.

Par M. P. L. BURTHE, ancien élève de l'École des mines.

J'ai eu, dans l'été de 1874, occasion de visiter les gisements aurifères de Gondo, situés dans le Valais, sur la route du Simplon et près de la frontière italienne. En poursuivant sur le terrain l'étude détaillée de leurs allures, j'ai été frappé de la concordance des faits de structure et d'alignement observés, avec les résultats auxquels j'arrivais en prenant pour base le récent travail de M. Moissenet sur les parties riches des filons. Les idées nouvelles émises dans cet ouvrage, où l'auteur prend pour exemple les filons du Cornwall, m'ont été d'une si grande utilité à Gondo et m'ont paru constituer pour le mineur un instrument de recherche et de vérification si précieux, que je crois intéressant de décrire l'application qu'il m'a été donné d'en faire au cas particulier de ces gîtes alpins.

Ici d'ailleurs, je m'attacherai exclusivement à l'examen des caractères mécaniques de ces filons et laisserai de côté les conditions particulières de nature, richesse, abondance du minerai, etc.

Les filons sont encaissés dans des gneiss à grain fin, qui forment des bancs bien nets mais peu puissants, orientés E. 40° N. et plongeant régulièrement vers le sud sous un angle de 32°. L'aspect physique et la dureté de ces roches sont variables suivant les proportions de quartz et de mica qu'elles contiennent. En certains points apparaissent des micaschistes tantôt tendres et à mica blanc argentin, tantôt

durs et verdâtres. Certaines zones, encore mal délimitées, sont formées de gneiss rougeâtre. Le gneiss à quartz et feldspath blancs avec mica noir prédomine; il forme des strates dont la dureté, la puissance et l'influence sur la richesse des filons sont différentes. Les mauvais bancs ont une épaisseur double environ de celle des bancs favorables au dépôt du minerai.

On relève facilement dans ce terrain des fentes nombreuses orientées dans les directions suivantes :

AU NORD DE L'EST.	A L'OUEST DU NORD.
1° — E 4° N.	4° — N. 20° O.
2° — E. 15° N.	5° — N. 35 à 37° O.
3° — E. 35 et 43° N.	6° — N. 43° O.
	7° — O. 19° N.

Les directions des principaux systèmes de montagnes ont été transportées au mont Pioltone, point culminant situé dans le voisinage et à l'est des mines, et dont les coordonnés géographiques sont :

46° 10′ 30″ lat. nord.
5° 49′ 10″ long. est de Paris.

Le tableau suivant présente leurs orientations en ce point, calculées, du moins pour une partie des systèmes, à une demi-minute près, approximation suffisante pour la pratique :

Vendée. . .	N. 15° 54′ O.	Rhin. . . .	N. 20° 33′ E.
Finistère. .	E. 11° 11′ N.	Thuringerwald. . . .	O. 38° 36′ N.
Longmynd.	N. 30° 44′ E.	Mont Seny.	N. 38° 28′ 44″,10 E.
Morbihan. .	N. 43° 20′ O.	Côte-d'Or. .	E. 40° 11′ 54″,05 N.
Westmoreland. . . .	E. 30° 7′ N.	Mont Viso. .	N. 21° 49′ 43″,43 O.
Ballons. . .	O. 16° 8′ N.	Pyrénées. .	O. 20° 33′ 53″,60 N.
Forez. . . .	N. 12° 47′ 51″,19 O.	Corse et Sardaigne. . .	N. 2° 9′ 46″,12 O.
Nord de l'Angleterre. .	N. 2° 21′ 23″,20 E.	Tatra. . . .	E. 4° 29′ 10″,90 N.
Pays-Bas. .	E. 4° 11′ 52″,00 N.	Vercors. . .	N. 9° 0′ 7″,80 E.

Sancerrois. E. 21° 52′ 19″,11 N.	Alpes principales.. . E. 15° 5′ 38″,31 N.
Alpes Occidentales. . N. 28° 44′ 30″,43 E.	Ténare. . . N. 12° 18′ O.
Mont Serrat N. 37° 42′ 41″,48 O.	

Comparons les directions relevées à Gondo, avec celles qui s'en rapprochent dans le précédent tableau.

Les fentes E. 45° N., O. 19° N., E. 4° N., sont sans importance pour le mineur; elles n'ont que quelques millimètres d'épaisseur et sont stériles.

L'orientation O. 19° N. diffère de la direction du système des Pyrénées de 1° 54′ seulement.

L'orientation E. 4° N. se rapproche du système des Pays-Bas (E. 4° 12′ N.) aussi bien que du système du Tatra (E. 4° 29′ N.) ; mais ces fentes me paraissent dues à ce dernier système, parce qu'elles coupent et rejettent celles qui sont orientées O. 19° N.

Les fentes N. 20° O. (Mont Viso) et N. 35° à 37° O. (Mont Serrat) sont métallifères; elles contiennent le quartz et les pyrites aurifères.

Les fentes E. 15° N. (Alpes principales) sont extrêmement minces et un peu blendeuses.

Quant aux directions E. 35° N. et N. 43° O., je ferai observer qu'elles sont respectivement perpendiculaires aux directions des systèmes du Mont Serrat et de la Côte-d'Or, auxquels je crois devoir attribuer leur formation ; je rapporte encore à ce dernier système les fentes E. 43° N.

Enfin l'orientation du terrain est presque exactement la même que celle du système de la Côte-d'Or, mais je constate cette coïncidence sans en conclure que l'orientation des gneiss est due à ce système de soulèvement. L'étude géologique de la région n'est, en effet, pas assez complète pour qu'on puisse décider si l'orientation observée a été déterminée par un seul soulèvement.

Notons en passant un fait remarquable : la direction du système des Alpes Occidentales, transportée au centre de

réduction indiqué, est N. 28° 44′ E.; on pouvait s'attendre à en constater l'empreinte dans un district si voisin des régions alpines où ce système s'est fait le plus nettement sentir; cependant je n'en ai pas trouvé trace au voisinage des gîtes.

Il résulte de l'identification de ces directions que le plus ancien système dont l'influence soit reconnaissable sur le sol de Gondo est, sauf vérification, celui de la Côte-d'Or. Il est postérieur au dépôt des terrains jurassiques : toutes les fractures observées sont donc d'un âge relativement récent. Celles qui ont présidé à la formation des filons se sont produites, d'une part (Mont Viso), après le dépôt de la craie chloritée et de la craie tufeau, d'autre part (Mont Serrat), après le dépôt des marnes bleues subapennines. L'époque de l'arrivée de l'or dans les fractures n'est pas encore parfaitement définie; mais il me paraît certain qu'une grande partie des matières aurifères est contemporaine de l'ouverture des filons orientés dans la direction du Mont Serrat.

Les travaux de mines se sont développés surtout dans les filons orientés selon la direction du Mont Viso; c'est sur eux que l'étude a spécialement porté.

D'après les observations, les épontes des filons forment dans les galeries d'allongement des cannelures obliques, c'est-à-dire observables suivant la direction et le plongement, dont les éléments, dans les bancs de gneiss défavorables, sont orientés N. 25° O. et plongent de 75° vers l'ouest, et, dans les bancs favorables, ont une direction N. 20° O. et un pendage vers l'ouest de 84°. Le filon étant orienté de 20 à 25° à l'ouest du nord et plongeant à l'ouest, tandis que les bancs du terrain sont orientés E. 40° N. et plongent vers le sud-est, il s'ensuit que le pendage du filon et celui du terrain sont de sens contraires. Les richesses *normales* sont exclusivement renfermées dans les éléments N. 20 O.; elles forment des colonnes plongeant

vers le sud, c'est-à-dire avec le terrain, sous un angle de 30°. Il faut bien entendre d'ailleurs que les colonnes riches, quand elles existent, n'occupent pas toute la longueur de l'élément N. 20° O. et que dans certains cas, par suite d'accidents (croisement, changement de roche, etc.), elles font entièrement défaut. Ajoutons que les filons sont peu puissants, ce qu'on pouvait présumer puisque les bancs de gneiss sont minces.

La structure du filon, ainsi décrite, paraît assez simple; mais l'observation était rendue délicate par ce fait que les travaux de mines ont été ouverts, pour la plupart, en des points où les filons, considérés ici comme produits par le Mont Viso, sont croisés par des filons rapportés au système du Mont Serrat. L'angle des directions des deux systèmes étant faible (16° 4'), les filons, au lieu de se couper, se sont traînés l'un dans l'autre sur de grandes distances, phénomène qui a donné naissance à des richesses *accessoires* très-remarquables. Les veines des deux groupes plongent vers l'ouest; en outre, dans la zone de jonction, les deux filons sont respectivement peu puissants et leurs plans moyens sont à peine écartés de 1 à 2 mètres l'un de l'autre.

Les mineurs ont donc été amenés dans leurs travaux d'abatage à traiter les deux filons juxtaposés et minces, comme une veine unique; ils ont abattu toute la roche intercalée entre le toit du filon qui surplombe et le mur du filon surplombé. Par suite, en projection horizontale, les parois des galeries dessinent une série continue de figures ressemblant à des parallélogrammes, avec minerai dans les parties renflées, stériles dans les parties minces : les côtés de ces parallélogrammes appartenant tantôt à l'un, tantôt à l'autre des filons, quelquefois enfin à une fente d'un des autres systèmes indiqués.

Au point de vue pratique, il importait de distinguer les portions des veines qui étaient particulièrement subor-

données à chacun des systèmes. En présence de ces phénomènes complexes et du développement irrégulier des anciens travaux, l'observation des caractères minéralogiques des filons me servit tout d'abord de guide. La couleur, la dureté, l'état de compacité du quartz ne sont pas les mêmes dans les veines des deux systèmes; aux fractures du Mont Serrat est due de la pyrite cuivreuse, etc. Ces données précieuses étaient encore insuffisantes. J'appliquai alors la définition que M. Moissenet a donnée des parties riches normales (caractérisées par leur roideur, leur plongement dans le sens de celui du terrain et leur orientation), et l'accord, qui s'est produit entre les faits déjà observés et les résultats des tracés géométriques, m'a permis de rapporter avec précision à chacun des deux systèmes ce qui lui appartient en propre dans les parties successives du filon, tel qu'il a été ouvert par les travaux.

Le diagramme (*fig.* 1 à 4, Pl. V) se rapporte aux fractures dues au système du Mont Viso. Voici comment il a été tracé:

Les données sont : l'orientation E. 40° N. du terrain, son inclinaison $i = 32°$; la puissance des mauvais bancs est double de celle des bancs favorables. Le filon est déterminé par l'orientation N. 20° O. des éléments riches, son pendage est successivement $Pr = 84°$ dans les bons strates et $Pm = 75°$ dans les mauvais; il plonge en sens contraire des strates, et sa direction fait un angle $\alpha = 70°$ avec celle du terrain.

Il y a une différence de 1° 50′ entre la direction du système du Mont Viso et celle des parties riches du filon; cette différence est sensible; mais, sans en discuter la cause, je prends pour le tracé de l'épure les directions E. 40° N. et N. 20° O. qui m'ont été fournies par l'observation.

Cherchons : 1° la déviation x qu'éprouvera une galerie d'allongement en passant d'un banc favorable dans un mauvais banc; 2° l'angle sous lequel plongent les colonnes riches normales du filon.

L'épure n° 1 donne la déviation cherchée. Pour obtenir le second résultat, je considère le pendage et l'orientation du *plan moyen* du filon, quantités qui s'obtiennent par les épures n°s 2 et 3. L'épure n° 4 donne le plongement des colonnes riches normales et l'inclinaison apparente des strates coupés par un plan perpendiculaire à la direction moyenne du filon.

Épure n° 1. — Le plan vertical de projection est perpendiculaire à l'orientation du terrain; *cab* représente un plan de joint entre deux strates de qualité différente. Je construis le plan ECA', dont la trace horizontale fait avec *da* un angle $\alpha = 70°$ et qui plonge de 84° sous l'horizon. Son pendage apparent sur le plan perpendiculaire aux couches est $Pr_1 = 74°$. — Le plan, suivant lequel les mauvaises couches sont brisées, passe par AA' et fait un angle de 75° avec le plan horizontal; je le trace en μBA'. Sa trace horizontale μB fait avec la direction des couches un angle $\alpha' = 75°$. La déviation cherchée $x = \alpha' - \alpha = 5°$.

Le filon sera donc orienté N. 25° O. dans les couches défavorables. J'ai noté plus haut que la direction des régions stériles dans les niveaux était précisement N. 25° O.

Épures n°s 2 et 3. — Dans l'épure n° 2, le plan vertical de projection est encore perpendiculaire à la direction des couches du terrain. Le pendage apparent du plan moyen, sur ce plan de projection, est $P_1 = 54°$; son pendage vrai (épure n° 3) est $P = 77°$. Sa direction fait avec celle des strates un angle de 75°.

Je présenterai ici une observation. Les pendages P*r*, P, P*m* ont respectivement pour valeurs 84°, 77°, 75°. Je considère P, le plongement moyen, comme une donnée naturelle dont P*r* et P*m* sont les deux composantes. Les bons strates, comme nous l'avons constaté, se sont cassés suivant l'orientation la plus voisine du système et l'inclinaison la plus proche de la verticale; les mauvais strates ont fourni la composante oblique du plongement moyen. Ce

mode de répartition de P est caractérisé par la différence $Pr - Pm = 9°$, qui répond elle-même à la différence de résistance offerte par les bancs à la fracture. Pour chercher à interpréter ce fait, il faudrait donc connaître avec exactitude la dureté relative des strates favorables et défavorables. D'après les dires des anciens ouvriers, les régions stériles étaient plus dures à percer dans les galeries d'allongement que les portions productives du filon; mais de ces renseignements, si exacts qu'ils soient, on ne peut déduire les propriétés de la roche encaissante en dehors du gîte; ces propriétés n'auraient pu être constatées que par l'ouverture de travers-bancs. Je ferai seulement remarquer que si l'on cherche, par le calcul, quel serait le plongement du plan normal aux mauvais bancs (limite du plongement de la fracture dans les strates défavorables par leur excès de dureté), on trouve 81° et quelques secondes. La fracture dans les mauvais bancs est donc, ici, plus couchée que ne le serait le plan normal.

D'autre part la hauteur totale de chute de la région du toit sur le mur est intimement liée à la puissance du gîte. L'aspect des divers bancs de gneiss n'offrait pas de caractères assez tranchés pour qu'il fût permis de chercher à mesurer directement cette hauteur de chute. En appliquant la formule $\varepsilon = \frac{h \text{ tang } (Pr - Pm)}{\sin Pr}$ dans laquelle ε désigne la puissance des parties riches du filon et h la hauteur de chute, on trouve que des puissances de 0m,50 et 1 mètre, observables dans certaines parties riches normales, auraient correspondu à des chutes de 3 à 6 mètres, très-compatibles avec la puissance des bancs de gneiss qui ne dépasse pas 20 mètres.

Épure n° 4. — Le plan moyen du filon passe par la ligne de terre; BA est la trace horizontale du plan des couches, TA sa trace verticale. L'angle que font les colonnes riches normales avec le plan horizontal, n'est autre que

l'angle que fait, avec ce même plan, l'intersection AI — AI′ du plan des couches et du plan moyen du filon.

L'intersection rabattue en AR sur le plan vertical donne un angle YAR = 30° L'observation des anciens abatages avait aussi donné une valeur de 30°.

L'épure montre, en outre, que l'inclinaison apparente du terrain est réduite à 10° ½ sur le plan perpendiculaire à la direction moyenne du filon.

En résumé, le mineur se trouve, à Gondo, en présence de phénomènes rendus complexes par les effets d'un assez grand nombre de fractures, dont les trois principales sont orientées suivant les directions N. 20° O. — N. 25° O. — N. 37° O. Le tracé du diagramme lui indique immédiatement que la seconde direction n'est qu'une déviation de la direction N. 20° O., et que, par conséquent, c'est sur cette dernière qu'il a chance de rencontrer des colonnes riches dans les filons de ce système; il lui confirme que la direction N. 37° O appartient à des fentes d'un autre système stratigraphique, se prêtant d'ailleurs au même genre d'études; il lui donne les caractères propres aux richesses normales des filons N. 20° O., le mettant ainsi à même d'identifier les colonnes riches qu'il développe par ses travaux et de les relier aux systèmes auxquels elles appartiennent réellement.

Mon but a été de faire voir l'utilité de l'emploi de ce tracé pour vérifier les déductions qu'on peut tirer de l'étude de filons déjà ouverts sur une assez grande surface; il est facile de voir que ce même tracé fournirait une base scientifique pour la reprise éventuelle de travaux dans ces filons.

NOTE

SUR UN PROCÉDÉ D'AFFINAGE DE L'OR ARGENTIFÈRE, EN USAGE AUX ÉTABLISSEMENTS DE LA MONNAIE DE SYDNEY ET DE MELBOURNE.

Par M. ÉMILE HEURTEAU, ingénieur des mines.

L'or produit par l'exploitation des alluvions aurifères ou des filons quartzeux dans les colonies australiennes contient une certaine proportion d'argent, généralement comprise entre 5 et 10 p. 100, et qui, variable avec la provenance, s'élève parfois, notamment en Nouvelle-Zélande, à 25, 30 et jusqu'à 35 p. 100. L'affinage du métal brut se fait à la monnaie de Sydney et à celle de Melbourne. Pour donner une idée de l'importance des opérations de ces deux établissements, dont le dernier n'a été inauguré qu'en 1872, il suffit de dire qu'en 1871, la quantité d'or affiné à la monnaie de Sydney atteignait une valeur de 72 millions de francs. La séparation de l'or d'avec l'argent qu'il contient se fait à Melbourne et à Sydney par l'emploi d'un procédé nouveau, basé sur l'action directe d'un courant de chlore sur l'alliage métallique en fusion. Ce procédé imaginé par M. Miller, aujourd'hui essayeur en chef à la monnaie de Melbourne, a été décrit par son auteur en 1868 dans le « *Journal of the Chemical Society* » et en décembre 1869 dans les « *Transactions of the Royal Society of New South Wales* ». Introduite dès cette époque à la monnaie de Sydney, la nouvelle méthode a maintenant traversé l'épreuve de plusieurs années d'expérience; elle a reçu récemment, dans le nouvel établissement fondé à Melbourne, tous les perfectionnements qui peuvent résulter d'une installation complète et bien appropriée.

Pour apprécier les avantages qui peuvent résulter de

l'emploi de ce nouveau mode d'affinage, il est important de ne pas perdre de vue les conditions toutes particulières dans lesquelles il a été appliqué en Australie. Les quantités considérables d'or argentifère que l'on y a à traiter, et la prédominance presque exclusive de l'or par rapport à l'argent et au cuivre, ne permettent pas d obtenir, comme dans les établissements analogues d'Europe, des mélanges des trois métaux dans des proportions favorables à l'emploi des procédés ordinaires par dissolution. Dans ces conditions, la pratique paraît avoir montré que la nouvelle méthode offre le triple avantage : d'être plus économique que les autres modes de traitement, surtout eu égard aux prix élevés des produits chimiques en Australie; de diminuer les pertes en argent; enfin de s'appliquer indifféremment à des alliages en proportion variable d'or et d'argent. Nous allons faire connaître d'une manière succinte le principe de la méthode et la marche des opérations.

Principe de la méthode. — L'or brut contient de 5 à 30 p. 100 d'argent et 1 à 2 p. 100 de métaux étrangers, cuivre et étain. Si l'on fond ce métal, et si on le soumet alors à l'action d'un courant de chlore, l'argent se sépare le premier à l'état de chlorure, et le chlorure d'argent fondu nage à la surface de l'alliage qui occupe le fond du creuset. En prolongeant l'opération jusqu'au point convenable, et en décantant alors le chlorure d'argent, on obtient : d'une part de l'or fin contenant encore de 3 à 9 millièmes d'argent et seulement des traces de cuivre; d'autre part, du chlorure d'argent qui retient encore de 10 à 20 p. 100 d'or et qui doit être soumis à un raffinage. La totalité de l'étain et la majeure partie du cuivre sont volatilisés pendant l'opération ; on peut éviter presque complétement les pertes en argent par volatilisation en ayant soin d'opérer sous une petite couche de borax fondu qui couvre la surface du bain métallique.

Ce procédé de séparation de l'or et de l'argent repose donc uniquement sur la différence d'affinité en vertu de laquelle les deux métaux contenus dans l'alliage passent successivement à l'état de chlorure. Le succès de l'opération dépend de la masse de chlore que l'on fait agir. Nous ne connaissons pas malheureusement les consommations de réactifs qui nous permettraient de déterminer les quantités de gaz qu'il convient de faire agir sur un poids donné d'alliage de composition donnée.

Le chlorure d'argent produit par cette première opération doit être raffiné en vue d'en isoler l'or. Ce raffinage se fait en le soumettant à une seconde fusion avec addition, soit d'argent métallique, soit plutôt de carbonate de soude.

Enfin l'argent métallique est isolé du chlorure par un procédé galvanique.

Nous allons décrire succinctement chacune de ces opérations successives, savoir : 1° séparation de l'or et de l'argent par l'action d'un courant de chlore sur l'alliage métallique en fusion; 2° raffinage du chlorure d'argent; 3° précipitation de l'argent.

1° ***Séparation de l'or et de l'argent par l'action d'un courant de chlore sur l'alliage métallique en fusion.*** — L'opération se fait dans un creuset de terre réfractaire, préalablement plongé dans une dissolution de borax, qui a pour effet de le rendre imperméable à l'or. Ce creuset est lui-même placé dans un second creuset en plombagine de manière à éviter les pertes en cas d'accident. Le tout est disposé dans un four de fusion ordinaire chauffé au coke.

Le creuset est fermé par un couvercle non luté, en terre réfractaire, percé de deux trous étroits. Par un de ces trous pénètre un tuyau de pipe, qui amène le courant de chlore au fond du creuset. L'autre ouverture est recouverte par un petit têt en plombagine.

Le chlore est produit dans de grandes bombonnes qui

plongent dans un bain d'eau chaude. La pression du gaz est indiquée par un tube manométrique. Il est important que, pendant la durée de l'opération, cette pression soit maintenue à un degré convenable qui correspond à une hauteur d'environ 3 mètres d'acide dans le tube manométrique.

Avant de procéder à l'opération, on a déterminé par un essai préalable la teneur en argent du métal. De cette teneur dépend la quantité de métal sur laquelle on opère. Celle-ci diminue quand la proportion d'argent augmente, à cause du boursouflement du chlorure pendant l'opération. L'or brut a été coulé en lingots ayant la forme de prismes aplatis dont la face supérieure et les faces latérales sont coupées en biseau à une des extrémités, de telle sorte que deux des lingots étant juxtaposées par leur face plane, et placés verticalement, l'ensemble ainsi formé s'adapte assez bien à la forme du creuset. Pour une teneur en argent de 5 p. 100, déterminée par l'essai préalable, on chargera dans le creuset deux lingots pesant ensemble 750 onces, soit 23$^{\text{kilog.}}$,327^{grammes}.

Le métal étant ainsi disposé dans le creuset, on place le couvercle et l'on pousse le feu. Lorsque le métal est bien en fusion, on ajoute du borax en quantité suffisante pour former une couche mince à la surface du bain métallique; puis on fait passer le courant de chlore. A partir de ce moment la durée de l'opération varie d'une heure à une heure et demie. Elle est terminée lorsqu'on voit se dégager du creuset, à travers les trous du couvercle, des vapeurs de chlore chargées de chlorures métalliques. On retire alors le creuset, et on le laisse refroidir, en le maintenant fermé, jusqu'à ce que l'or soit entièrement solidifié. On décante alors le chlorure d'argent qui baigne la surface du métal, et on le coule en gueuses.

L'or est resté en culot au fond du creuset avec une certaine quantité de borax. On le détache et on le soumet à

une seconde fusion dans un creuset en plombagine. A la suite de cette seconde fusion, l'or fin est coulé en lingots. Il contient de 3 à 9 millièmes d'argent et des traces de cuivre.

On obtient directement par cette opération, à l'état d'or fin, environ 98 p. 100 de la totalité de l'or contenu dans le métal brut. Les 2 p. 100 qui restent sont retenus dans le chlorure d'argent d'où on les sépare par le raffinage.

2° *Raffinage du chlorure d'argent.* — Le chlorure d'argent, obtenu comme résidu de l'opération précédente, est un sel verdâtre très-déliquescent. Il contient, outre une petite quantité de cuivre, une assez forte proportion d'or, qui varie, par rapport à l'argent, de 12 à 20 p. 100. Cet or est en partie disséminé dans la masse, en partie aussi à l'état de combinaison chimique, probablement sous la forme d'un chlorure double d'or et d'argent. Soumis à une seconde fusion, le chlorure abandonne 60 p. 100 de l'or qu'il contient; les 40 p. 100 qui restent sont sans doute retenus dans le sel à l'état de combinaison.

Divers procédés ont été successivement essayés pour extraire du chlorure d'argent la totalité de l'or qu'il contient. La grande difficulté est d'obtenir dans la pratique, et en opérant en grand, des résultats réguliers. On eut d'abord recours à une seconde fusion du chlorure avec addition de 8 à 10 p. 100 d'argent métallique en rognures. L'argent se substitue dans le chlorure à l'or qui se précipite et qui forme un culot métallique au fond du creuset. Dans les essais au laboratoire, ce procédé avait donné de très-bons résultats. Il ne restait dans le chlorure, associé à l'argent, que de 13 à 27 dix-millièmes d'or. Sur une plus grande échelle, les résultats obtenus ont été moins satisfaisants et surtout très-irréguliers. Quelque soin que l'on prenne d'agiter le bain de chlorure d'argent pendant l'opération, l'argent métallique se rassemble assez

rapidement au fond du creuset, avant que la réaction n'ait été complète. Dans la pratique, l'argent obtenu par cette méthode contenait souvent 10 à 15, quelquefois jusqu'à 40 millièmes d'or.

On paraît avoir mieux réussi en remplaçant l'argent métallique par du carbonate de soude. Le chlorure métallique étant préalablement fondu, on y introduit le carbonate de soude en poudre. L'opération doit être conduite avec soin, de manière à éviter une réaction trop vive et des pertes par projection. Pour opérer dans de bonnes conditions, on doit couvrir la surface du bain de chlorure d'argent d'une couche de borax fondu de 4 à 5 millimètres, sur laquelle on introduit graduellement et à petites doses le carbonate alcalin (*). On opère sur 230 onces, soit 7.153 grammes de chlorure d'argent, pour lesquels on ajoute de 5 à 600 grammes de carbonate de soude. L'opération se fait dans un creuset en terre réfractaire imprégné de borax, placé dans un four de fusion; elle dure environ 2 heures 1/4, savoir : 1 heure 10′ pour la fusion complète du chlorure; 25′ pour l'introduction et la fusion du borax; 25′ pour l'introduction du carbonate de soude; 15′ de coup de feu, le creuset fermé, pour compléter la réaction. La présence du cuivre en quantité notable aurait pour effet d'allonger la durée de l'opération. Le creuset étant séparé du feu, on sépare le chlorure par décantation; l'or reste en culot au fond du creuset; il contient environ 10 p. 100 d'argent, et doit repasser à la première opération.

Si nous supposons qu'en opérant sur 230 onces de chlorure d'argent contenant 25 p. 100 d'or, on emploie 550 grammes de carbonate de soude, et que l'or précipité retienne 10 p. 100 d'argent, nous pouvons calculer au

(*) Voir à ce sujet une communication du Dr Leibius, directeur de la monnaie de Sydney, dans les « *Transactions of the Royal Society of New South Wales*, » en novembre 1872.

moyen des équivalents le poids de chlore absorbé par le carbonate de soude à l'état de NaCl. Une partie de ce chlore formait un chlorure AgCl avec les 10 p. 100 d'argent qui sont précipités dans l'opération; la différence était en combinaison avec l'or. Le calcul montre qu'on peut expliquer toutes les réactions en supposant que 50 p. 100 de l'or contenu dans le chlorure d'argent s'y trouvent à l'état de Au^2Cl, les 50 p. 100 restant étant simplement dissous.

Cette méthode paraît donner des résultats réguliers et satisfaisants. L'argent métallique, extrait du chlorure ainsi raffiné, ne contient que de 2 à 5 dix-millièmes d'or. On pourrait achever le raffinage et extraire de l'argent la totalité de l'or qu'il contient en soumettant le chlorure à une seconde fusion avec 1/5 p. 100 de carbonate de soude.

Il nous reste à indiquer comment l'argent métallique est extrait du chlorure d'argent.

3° *Précipitation de l'argent métallique.* — L'argent est extrait du chlorure par voie galvanique. L'appareil se compose d'une cuve rectangulaire en bois (*fig.* 5 et 6, Pl. V), contenant sur deux de ses faces des rainures verticales au moyen desquelles on dispose une série de plaques de zinc *z*, qui forment autant de cloisons perpendiculaires à la longueur de la cuve. Un conducteur métallique est en contact avec la partie inférieure de ces plaques de zinc et les relie entre elles. La cuve est remplie d'une dissolution de sel marin.

Dans cet appareil vient prendre place un système représenté à part (*fig.* 7) et formé de deux rubans de cuivre *c* et *c'*, repliés suivant une succession de U, de manière à supporter les plaques *a* de chlorure d'argent obtenues par la coulée du chlorure à la fin de l'opération précédente. Ce système vient s'intercaler entre les plaques de zinc, suivant la disposition représentée en plan par la *fig.* 6.

En mettant en contact les extrémités des deux conduc-

teurs cc' et z, le courant galvanique s'établit, le chlorure d'argent est décomposé, et les plaques de chlorure d'argent sont transformées sur place en autant de plaques spongieuses d'argent métallique.

On n'a plus alors qu'à fondre dans un creuset de plombagine cette éponge d'argent métallique pour couler le métal en lingots.

Traitement des résidus. — Tous les débris de creusets, scories et autres résidus des opérations, sont amalgamés au moulin chilien. — Les *tailings* ou résidus de cette opération sont encore assez riches en or ; ils sont expédiés d'Australie à Londres pour y être réduits.

D'après les renseignements que j'ai pu recueillir à Sidney et à Melbourne, on évalue à 2f,40 par kilogramme de métal, les frais de l'affinage par cette méthode des alliages d'or et d'argent.

Sur 100.000 parties de métal contenant en moyenne 89 p. 100 d'or, 10 p. 100 d'argent, 1 p. 100 de métaux étrangers, les pertes en or pendant l'opération seraient de 19 parties, celles en argent de 240 parties ; soit $\frac{21}{100.000}$ de l'or et $\frac{24}{1.000}$ de l'argent contenus dans le métal brut : ce qui porte à environ 3f,50 par kilogramme de métal brut le prix de revient total de l'opération.

NÉCROLOGIE.

M. DEMONGEOT, INGÉNIEUR DES MINES.

Le dimanche 7 mars 1875, ont eu lieu les obsèques de M. Demongeot, ingénieur des mines, maître des requêtes au Conseil d'État, enlevé, à l'âge de 33 ans, par une maladie foudroyante et dans les circonstances les plus douloureuses. Au cimetière du Père-Lachaise, les discours suivants ont été prononcés avant que le pasteur fît entendre les dernières paroles.

I. — M. AUCOC, PRÉSIDENT DE LA SECTION DES TRAVAUX PUBLICS, DE L'AGRICULTURE, DU COMMERCE ET DES AFFAIRES ÉTRANGÈRES, AU CONSEIL D'ÉTAT.

Je suis sûr de répondre au sentiment du Conseil d'État, en déposant sur cette tombe l'expression des regrets que lui inspire la mort si prompte, si prématurée, de notre jeune collègue.

Il y a peu de jours, Demongeot était frappé d'un coup bien cruel : l'aîné de ses enfants lui était enlevé. Vous lui aviez apporté des témoignages de sympathie qui avaient tempéré l'amertume de sa douleur. Il m'écrivait à cette occasion : j'ai senti que le Conseil d'État est une famille à laquelle il est doux d'appartenir. Hélas! il ne nous appartient plus et n'aura fait parmi nous qu'une brillante apparition. Il ne nous aura donné de grandes espérances que pour nous laisser de plus vifs regrets.

Je ne l'ai connu qu'il y a quatre ans, lorsqu'il arriva, en

qualité d'auditeur, à la Commission provisoire chargée de remplacer le Conseil d'État. Il se fit remarquer immédiatement au milieu de ces jeunes gens d'élite.

Après être sorti le premier de l'École polytechnique et être arrivé à la position d'ingénieur des mines, il avait momentanément quitté cette carrière pour entrer dans celle du barreau. Unissant les connaissances scientifiques de l'ingénieur aux connaissances juridiques de l'avocat, il abordait, avec une préparation tout exceptionnelle, les études administratives. Doué d'une grande facilité de parole, s'attachant avec ardeur à approfondir toutes les questions qu'il avait à traiter, il donnait à ses travaux un relief qui captivait l'attention.

Aussi, lors de la réorganisation du Conseil d'État, fut-il nommé maître des requêtes. Le Conseil d'État se souvient encore du premier rapport qu'il fit devant l'assemblée générale. Son talent nous frappa tous vivement. On se félicitait d'avoir un pareil collaborateur.

Préoccupé de mériter toujours nos suffrages, de fortifier notre sympathie, il travaillait sans relâche à étendre ses connaissances. Tout en déployant le plus grand zèle dans l'accomplissement de ses devoirs au Conseil d'État, il avait entrepris avec succès de faire, à l'École libre des sciences politiques, un cours de droit administratif. Il collaborait activement aux travaux de la Société de législation comparée. Il était encore membre de l'Association française pour le progrès des sciences.

Mais que sert d'insister sur les mérites exceptionnels de notre jeune collègue, sur les services qu'il nous rendait, sur ceux que nous pouvions espérer de lui quand ses qualités seraient arrivées à se développer complétement!

De la brillante carrière que promettaient ses débuts, il ne reste plus qu'un souvenir, il ne reste qu'une nouvelle preuve de la fragilité des joies et des succès de ce monde.

Hélas! ce n'est que trop vrai et je sens bien qu'au bord

de cette tombe, les pensées qui se rattachent à l'éternité ont seules quelque valeur.

Mais nous devions cet hommage à sa mémoire. Ses enfants, qui l'auront à peine connu, pourront retrouver un jour le témoignage de l'estime que leur père, bien jeune encore, avait déjà su mériter. Sa compagne désolée saura que le Conseil d'État, l'École libre des sciences politiques et la Société de législation comparée sont très-sensibles à la perte cruelle qu'ils viennent de faire et s'associent, avec une sympathie d'autant plus vive, à sa profonde douleur.

II. — M. ALFRED DURAND-CLAYE, INGÉNIEUR DES PONTS ET CHAUSSÉES.

Messieurs, avant que la tombe de notre cher Demongeot soit fermée à tout jamais, permettez-moi de lui dire un dernier adieu, au nom de ses amis et camarades de l'École polytechnique. Il était le premier de notre promotion; nous nous le rappelons arrivant déjà à l'École dans un excellent rang, puis prenant bien vite la tête; toutes les branches multiples de l'enseignement de l'École, il les embrassait avec la même facilité, avec le même succès, joignant d'ailleurs à de hautes facultés mathématiques une excellente éducation littéraire. Dès cette époque, il avait une facilité d'élocution et une maturité d'esprit étonnantes chez un jeune homme de vingt ans; ses camarades en étaient surpris et charmés; nous étions tous fiers de notre cher major.

Sorti de l'École polytechnique, il savait, par un travail assidu et méthodique, aidé d'une intelligence supérieure, mener de front la double carrière d'ingénieur des mines et d'avocat. Après avoir été quelque temps chargé d'un service en province, il revint à Paris et fut élu l'un des secrétaires de la conférence des avocats. C'est alors, en 1869, qu'il prit la jeune et charmante compagne qui pleure à la fois

aujourd'hui son mari et son enfant. C'est alors aussi qu'il manifesta courageusement cet esprit libéral et élevé qui ne l'a pas quitté un instant durant sa trop courte carrière. La guerre arrive et avec elle le siége de Paris, où les questions d'approvisionnement prennent une terrible importance; il devient le collaborateur zélé du ministre du commerce, ancien ami de sa famille; il court aux magasins, il travaille dans les bureaux, toujours avec son admirable netteté d'esprit. La Commission provisoire chargée de remplacer le Conseil d'État impérial se forme; sa place y était marquée; il mène de front ses nouvelles fonctions d'auditeur avec son travail des approvisionnements. En 1872, le Conseil d'État est reconstitué; Demongeot y devient maître des requêtes, aux applaudissements de ses chefs et de ses collègues.

Tout semble alors sourire à notre excellent ami; une compagne adorée, trois enfants, des amis qui lui étaient dévoués du fond du cœur,... nous en répondons! Vous venez d'entendre en quelle estime il était tenu au Conseil d'État. A la Société de législation comparée, à l'École des sciences politiques, un succès toujours croissant et qui ne ralentissait jamais son ardeur au travail. Chacun de ses succès semblait lui imposer une nouvelle tâche, qu'il remplissait toujours avec le même bonheur.

Messieurs, vous savez tous le drame navrant qui nous réunit autour de cette tombe; une pauvre enfant enlevée en quatre jours, sous les yeux, dans les bras de notre ami; lui, ne la quittant pas, se penchant sur sa couche, recueillant son dernier souffle et contractant du même coup le mal terrible; terrassé en quelques jours, maître de lui jusqu'à la dernière heure, se voyant mourir sans faiblesse, appelant à son chevet sa chère compagne et s'éteignant, l'intelligence libre, calme, résigné, ayant un mot d'adieu, un souvenir pour chacun.........

A ces deux discours, il convient de joindre l'expression des regrets que le ministre de la justice a fait entendre, quelques jours plus tard, en recevant les membres du Conseil d'État, dont le garde des sceaux est le président. Après avoir parlé de M. Odilon Barrot, qui, au moment de sa mort, était vice-président, M. Dufaure a dit :

« M. Odilon Barrot était du moins parvenu à l'extrême vieillesse; mais pourquoi la mort nous a-t-elle ravi ce brillant et sympathique jeune homme qui faisait l'orgueil et comme l'ornement de notre maîtrise, M. Demongeot, dont l'érudition et le talent permettaient de concevoir de si grandes et de si légitimes espérances, et dont la fin prématurée n'a pas seulement laissé un vide dans le sein du Conseil, mais a été considérée comme une véritable perte par tous ceux qui s'intéressent à l'élite de la jeunesse française et se demandent, après tant de malheurs, quel avenir est réservé à notre pays? »

Après d'aussi solennels hommages, il n'est évidemment rien permis d'ajouter au sujet des qualités remarquables qui étaient l'apanage de notre jeune camarade et qui convenaient si particulièrement à la carrière où sa destinée l'avait finalement porté. Mais il est une réflexion qu'ont dû faire tous ceux qui connaissaient M. Demongeot; c'est que, depuis les bancs de l'École polytechnique, on le suivait sans pouvoir saisir la moindre défaillance dans l'élan de sa fortune, ce qui affecte encore plus péniblement dans la mort prématurée de ce jeune homme. Non-seulement il était heureusement doué, mais encore il était essentiellement heureux, par suite de la sympathie qu'il inspirait à tous ceux qu'il approchait.

Ainsi, lors de l'élection des auditeurs de cette Commission provisoire où commença à se manifester avec éclat son aptitude aux affaires administratives, sa candidature fut à

l'envi indiquée de divers côtés. Lors de la réorganisation du Conseil d'État, la limite d'âge légale, qui aurait pu être fatale à M. Demongeot, lui avait, au contraire, été extrêmement favorable : il ne pouvait plus être admis aux épreuves du concours pour l'auditorat de première classe, par suite de quelques mois de trop ; mais le président de sa section, l'ayant remarqué et apprécié, tenait beaucoup à le conserver au Conseil d'État et le désignait à la présentation du garde des sceaux, sur le rapport duquel il fut nommé maître des requêtes. On vient de voir combien M. Dufaure et M. Aucoc s'étaient félicités du choix de leur jeune collaborateur.

E. Lamé Fleury.

DE L'EXPLOITATION ET DE LA PRÉPARATION
DE L'ANTHRACITE EN PENNSYLVANIE.

Par M. E. SAUVAGE, ingénieur des mines.

La Pennsylvanie est un des États de l'Amérique où l'industrie minière et métallurgique est le plus développée. Les combustibles minéraux y sont abondants : autour de Pittsburg s'étendent des dépôts considérables de houilles bitumineuses et semi-bitumineuses; dans la partie orientale de l'État on trouve l'anthracite, très-estimé aux États-Unis. L'exploitation en est très-active : en 1873, la Pennsylvanie a produit plus d'anthracite que la France de combustibles minéraux de toute espèce.

Il y a, dans la région anthracifère de la Pennsylvanie, beaucoup de grandes installations minières; la préparation mécanique des charbons est surtout curieuse et se fait d'une manière tout à fait spéciale à cette contrée.

J'ai été reçu avec beaucoup d'obligeance par tous les ingénieurs de cette région que j'ai vus; en particulier, M. Eckley B. Coxe, ancien élève de l'École des mines de Paris, m'a accueilli de la manière la plus aimable et m'a fourni beaucoup de documents qui m'ont été fort utiles pour l'étude que je voulais faire.

Une description géologique très-détaillée du terrain anthracifère de Pennsylvanie se trouve dans l'ouvrage intitulé *The Geology of Pennsylvania, a Government Survey*, by H. Darwin Rogers, 1858. J'extrairai de ce livre quelques indications géologiques.

§ 1er. — Situation des bassins. Géologie des terrains anthracifères.

Le district de l'anthracite est une contrée fort acciden-

tée, coupée d'une série de collines élevées, dont la direction générale est d'environ O. 30° S. à E. 30° N. On y trouve plusieurs bassins distincts qui sont compris dans l'intérieur d'un vaste lozange, sur la rive gauche de la rivière Susquehanna et un peu sur la rive droite (près de Wilkes-Barre), lozange dans lequel le Lehigh et le Schuylkill, affluents du Delaware, viennent prendre leur source. La grande diagonale de ce lozange, dirigée du N.-E. au S.-O., de Carbondale à Harrisburg, a 160 kilomètres de long; l'autre, de Mauch Chunk à Nanticoke, en a près de 50. La formation houillère exploitable occupe environ 1.000 kilomètres carrés; on distingue les bassins méridional, central et septentrional. Le premier s'étend à l'est et à l'ouest de Pottsville; le second, autour de Shamokin et de Mahanoy, et l'on y joint le groupe de petits bassins entre les rivières Lehigh et Catawissa; le troisième est situé sur les deux rives de la Susquehanna et de son affluent le Lackawanna, autour de Carbondale, Scranton, Wilkes-Barre et Nanticoke.

D'après l'ouvrage de M. Rogers, la superficie de ces divers bassins serait :

		kilom. carrés.
Bassin méridional ou de Pottsville		317
Bassin central.	1° Shamokin et Mahanoy	212
	2° Petits bassins	74
Bassin septentrional ou de Wyoming		457
Total		1.060

Toutes les couches de ces bassins sont plissées d'une manière remarquable et forment une série d'ondulations successives, sans présenter de failles. Elles appartiennent à l'étage du terrain carbonifère. On trouve, reposant sur les terrains dévonien et silurien, les couches appelées *Vespertine series*, puis *umbral red shale* (schiste rouge) et au-dessus les couches anthracifères. D'après M. Rogers, la série vespertine correspond à la base du calcaire carbonifère d'Europe (grès jaunes d'Irlande), l'umbral red shale à la partie moyenne et supérieure du calcaire carbonifère, enfin

les couches d'anthracite seraient l'équivalent de la partie inférieure des *coal measures*.

La série vespertine se compose de grès gris et jaunâtres, avec couches de conglomérats quartzeux et de schistes bleuâtres et verdâtres. L'épaisseur, de 600 mètres à Pottsville, se réduit à 150 mètres au nord du bassin septentrional.

L'umbral red shale comprend des schistes rouges et des grès rouges argileux, avec quelques bancs minces d'un calcaire noduleux très-argileux.

Au-dessus on trouve d'abord une couche de conglomérat de 100 à 150 mètres d'épaisseur. Ce conglomérat est formé d'une pâte de gros grains quartzeux, très-solidement cimentés, contenant des cailloux roulés de quartz et de roches quartzeuses. On y rencontre quelquefois des veines de charbon intercalées, et les empreintes de *sigillariæ* et de *lepidodendrons* y sont nombreuses.

Au-dessus de ce conglomérat se succèdent les couches suivantes diversement alternées :

Grès micacé à gros grains, avec quelques bancs de conglomérat à la base ;

Grès argileux gris et bleuâtre ;

Schiste bleu compacte, formant fréquemment le toit des couches d'anthracite ;

Schiste argileux à cassure ordinairement irrégulière et esquilleuse, renfermant des radicules de *stigmariæ ;* c'est le mur habituel des couches d'anthracite ;

Couches d'anthracite ;

Couches de nodules de minerai de fer lithoïde, contenus dans les schistes argileux.

L'épaisseur totale de ces couches est assez difficile à évaluer, à cause de leurs plis nombreux. On l'estime à près de 1.000 mètres à Pottsville.

Dans presque tous les bassins on compte au moins 10 ou 12 couches d'anthracite de plus de 1 mètre d'épaisseur. La puissance est souvent fort considérable ; ainsi la

couche désignée sous le nom de *Mammoth* ou de *Baltimore* a parfois plus de 20 mètres.

Par exemple, dans le bassin central, les couches principales sont, en commençant par la plus élevée :

NOMS DES COUCHES.	ÉPAISSEURS A ELLANGOWAN.	
	Charbon.	Stérile.
	mètres.	mètres.
Peach Mountain	»	»
Little Tracy	1,20	0
Big Tracy	2,05	0,15
Diamond	3,05	4,00
Orchard	2,10	0,60
Little Orchard	1,20	0
Primrose	2,45	0,30
Holmes	»	»
Mammoth	10,00	2,80
Four feet	0,90	0
Skidmore	1,20	1,20
Seven feet	2,15	0,45
Buck Mountain	3,05	1,20
Upper Lykens valley	»	»
Lower Lykens valley	»	»

Comme on le voit d'après ce tableau, les couches ne sont pas exclusivement composées d'anthracite pur; elles renferment une série de lits stériles, schiste et mauvais charbon.

Dans beaucoup de mines, il ne se dégage pas de gaz des couches d'anthracite; cependant, sur un assez grand nombre de points, il y a du grisou, parfois en très-grande quantité. On peut voir, sur la rive gauche de la Susquehanna, à 1 ou 2 kilomètres en amont de Wilkes-Barre, un curieux dégagement de gaz, qui s'échappe par des fissures de roches et forme de gros bouillons à la surface de l'eau. Souvent on allume ce gaz, et il brûle jusqu'à ce que des vents violents viennent à l'éteindre. Il y a bien des années que ce dégagement se produit sans s'arrêter.

L'anthracite de Pennsylvanie est un charbon dur, noir et lustré, avec un reflet bronzé, à cassure conchoïdale. La densité en est forte, 1,40 à 1,60, quelquefois même à 1,80. M. Rogers distingue deux espèces d'anthracite : 1° l'anthracite proprement dit, dont la composition moyenne est :

Carbone.	90 à 94	p. 100
Hydrogène.	1 à 3	—
Oxygène et azote.	1 à 3	—
Eau.	1 à 2	—
Cendres.	3 à 4	—

2° Le demi-anthracite, contenant moins de carbone, en moyenne 84 p. 100, avec plus de gaz (7,5 p. 100), d'eau (2,5 p. 100), et de cendres (6 p. 100).

Les cendres sont blanches ou jaunâtres.

J'extrais quelques analyses de ces combustibles de l'ouvrage de M. Rogers.

PROVENANCE DE L'ÉCHANTILLON.	POIDS spécifique.	MATIÈRES volatiles.	CARBONE fixe.	CENDRES.
		p. 100.	p. 100.	p. 100.
Summit Mine.	»	6,60	87,70	5,70
Summit Mine.	»	7.50	86.60	7,00
Tamaqua coal D East.	1,57	5.03	92,07	2,90
Tamaqua coal D East.	1,60	4,54	89,20	6,26
Tamaqua coal R.	1,55	7,55	87,45	5,10
Beaver Meadow.	1,55	2,52	90,20	6.13
East Norwegian Colliery.	1,50	1,40	94,10	4,50
Shamokin.	»	6,10	89,90	4,00
Black spring gap.	1,44	9,53	82,47	8,00
Black spring gap (Lea vein). . .	1,35	8,96	88,84	5,20
Black spring gap (Grey vein). . .	1,44	9,78	81,62	9,20
Carbondale.	1,40	7,07	90,23	2,70

§ 2. — Méthodes d'exploitation.

Les couches d'anthracite exploitées ont en général plusieurs mètres d'épaisseur, et le toit en est ordinairement solide. Ce charbon est fort dur et inaltérable à l'air; il n'est guère sujet à prendre feu dans les vieux travaux (*). Vu les nombreux plissements du terrain, on a souvent, dans la même mine, à exploiter des couches sous tous les angles

(*) Cependant le feu s'est mis dans les anciens travaux des grandes carrières de charbon de *Summit Hill*, exploitées autrefois partie à ciel ouvert et partie par travaux souterrains, et aujourd'hui abandonnées. — Près de Wilkes-Barre, le feu a été mis en 1873 dans une houillère par une chaudière intérieure. On a isolé autant que possible le quartier incendié (où un grand éboulement s'était d'ailleurs produit) et l'on y a envoyé du jour la vapeur de quarante générateurs pendant près d'un an.

avec l'horizon. En général les mines ne sont pas encore très-profondes, et elles sont fréquemment exploitées au moyen de galeries inclinées menées dans les couches à partir des affleurements. On a cependant foncé un certain nombre de grands puits verticaux.

On commence par mener, vers le mur de la couche, une galerie de niveau, à section assez grande, appelée *gangway*. Cette galerie a une pente faible, 1 en 300, pour l'écoulement des eaux. Elle est ordinairement accompagnée d'une galerie plus petite (*counter gangway*) avec recoupes de distance en distance pour la ventilation (*fig.* 2, Pl. VI). A partir de cette galerie, on mène une série de tailles remontant suivant la couche, de 9 mètres de largeur en général, avec piliers de 5 mètres laissés entre elles.

Si l'inclinaison de la couche est comprise entre 27 et 45°, le charbon abattu glisse sur le mur jusqu'à la galerie, où on le charge en wagonnets.

Si cette inclinaison est de 20° à 27° on peut encore faire glisser le charbon spontanément en bas de la taille, en plaçant une ligne de feuilles de tôle suivant la pente.

Pour des pentes de 10 à 20°, on établit souvent de même des feuilles de tôle sur le mur; seulement il faut pousser le charbon le long de ces feuilles. Parfois on construit une glissière en bois recouverte de tôle, plus inclinée que la couche (*fig.* 9, Pl. VI), sur laquelle descend le charbon, ou bien on pose une petite voie montante sur laquelle roule un très-petit wagonnet qu'on vide en bas. D'autres fois enfin on mène les tailles en s'éloignant obliquement de la galerie, de manière à réduire la pente à 7° ou 10°, et alors on amène jusqu'au front de taille des embranchements de la voie principale de roulage (*fig.* 3, Pl. VI).

Pour des pentes moindres que 10°, on fait de même arriver des embranchements de la voie principale au front de taille, la taille étant perpendiculaire à la galerie (*fig.* 2).

Reste le cas des couches d'une inclinaison supérieure

à 45°. On les exploite à *chambres pleines*. L'ouverture de la chambre montante dans la galerie est fermée et le charbon abattu s'accumule sous les pieds des mineurs; il faut, bien entendu, en laisser sortir par le bas une certaine quantité, à cause du foisonnement. Dans ce cas l'entrée des chantiers est nécessairement étroite [souvent aussi, pour des inclinaisons moindres, on tient plus étroite l'entrée des chantiers (*fig.* 1 et 5, Pl. VI), afin d'avoir des galeries plus solides]. On adopte l'une des dispositions suivantes :

On laisse au milieu de l'entrée du chantier un pilier carré (*fig.* 6 et 7, Pl VI), et l'on ménage ainsi deux petites galeries, une de chaque côté. On bouche ces petites galeries, à leur partie supérieure, par deux gros poteaux supportant des madriers horizontaux. Une ouverture à la base de ce barrage permet de faire sortir du charbon à volonté. Pour le passage des ouvriers on établit, de chaque côté de la chambre, deux petites galeries boisées, dans le charbon abattu. Au lieu de deux entrées, on peut n'en avoir qu'une (*fig.* 8, Pl. VI) en faisant des piliers très-larges à la base.

Enfin, au lieu d'avoir des passages latéraux boisés, on peut percer une petite galerie dans un pilier sur deux (*fig.* 4, Pl. VI), avec recoupes fréquentes pour pénétrer aux fronts de taille.

Lorsque l'exploitation d'une chambre est terminée jusqu'au niveau supérieur, on la vide, et, dans le cas de la disposition de la *fig.* 8, on abat le massif ABC, laissé pour donner plus de solidité au pilier et faire mieux glisser le charbon.

Les galeries horizontales (*gangways*) sont généralement distantes verticalement de 50 mètres, quand la couche n'est pas trop plate.

La ventilation des chantiers se fait, soit par diffusion de l'air dans les chambres à grande section, soit au moyen d'un courant d'air suivant les tailles à travers des recoupes dans les piliers.

Lorsque tout un quartier d'une mine a été exploité comme

je viens de l'indiquer, on procède parfois au dépilage en amincissant les piliers, ou même les enlevant complétement et laissant ébouler le toit. Mais souvent aussi on ne fait pas cette opération, et le charbon des piliers est perdu.

Cette méthode d'exploitation est très-économique, mais on y perd beaucoup de charbon. On évalue la perte totale, tant dans l'exploitation que dans la préparation et le transport, à la moitié de l'anthracite des couches attaquées. L'amélioration de ces procédés est une question importante, dont les ingénieurs américains s'occupent beaucoup. Ils ont fait étudier en France les méthodes d'exploitation des couches épaisses. La méthode par remblais, qui est la plus parfaite, sera peut-être employée un jour en Pensylvanie. Le système par rabatage, qui consiste à enlever tout le charbon et à laisser ébouler le toit derrière les fronts de taille, y serait en général inapplicable, parce que le toit, grâce à sa solidité, se soutiendrait au-dessus d'excavations très-vastes, puis tomberait d'une pièce.

La méthode actuelle a l'avantage de se plier très-bien aux changements fréquents d'inclinaison des couches.

Lorsqu'on exploite plusieurs couches dans la même mine, ce qui arrive souvent, tant qu'on ne fait pas le dépilage, l'ordre dans lequel on les prend est à peu près indifférent. Si deux couches sont très-rapprochées, on dispose les travaux de manière à ce que les piliers soient les uns au-dessous des autres. Pour dépiler, on commence naturellement par la couche la plus élevée.

L'abatage du charbon dans les chantiers se fait en enlevant d'abord au mur une tranche de 1 mètre d'épaisseur, qu'on fait sauter à la poudre, en forant des trous de mine de $1^m,50$ de profondeur et $0^m,05$ de diamètre. On fait ensuite tomber successivement les divers lits qui composent la couche, avec quelques coups de mine s'il est nécessaire. On sépare autant que possible les veines de schiste ou de mauvais charbon. L'anthracite tombe souvent en blocs énormes,

qu'on divise à l'aide de coins, à coups de masse. Pour les mines on fait parfois usage de poudre à base d'azotate de soude, au lieu de poudre ordinaire. Cette poudre est moins chère, mais elle doit être employée sans délai, car elle s'altère au bout de quelques jours. — Deux hommes travaillent ensemble dans un chantier.

Le transport intérieur du charbon se fait dans de grands wagonnets en bois, d'une contenance de 2 tonnes à 2 tonnes et demie, circulant sur des voies assez larges ($0^m,90$ à $1^m,20$ et même plus). Ces voies sont généralement bien établies et formées de petits rails à patin sur traverses, d'un poids de 10 à 15 kilogrammes par mètre. Les wagonnets ont à l'un des bouts une porte mobile autour d'un axe horizontal. Ils sont ordinairement traînés par des mules de grande taille. Dans l'intérieur de quelques mines, on fait usage de petites locomotives pour remorquer des trains de wagonnets. Il faut avoir une voie un peu plus forte, ordinairement éclissée; de plus il faut que la galerie parcourue par la locomotive soit ventilée par un courant d'air spécial, ne pénétrant pas dans les chantiers. Les locomotives, d'un poids de 5 à 10 tonnes, ont un gabarit très-restreint. Leur emploi paraît très-commode, plus commode certainement que celui des câbles des tractions mécaniques (dont on ne trouve aucun exemple dans les mines d'anthracite), lorsque des difficultés d'aérage ou d'entretien des galeries ne viennent pas compliquer la question. Des locomotives sont, du reste, employées en France dans la mine de *Cessous* (Gard).

L'extraction se fait le plus souvent par des plans inclinés menés suivant la pente de la couche, parfois par des puits rectangulaires à grande section. Les cages portent un seul wagon. Les wagons sont souvent élevés directement du fond de la mine au sommet du *breaker*, ou atelier de préparation. Lorsque cela n'a pas lieu, on tâche de disposer les voies de manière à ce que le transport au jour se fasse automatiquement. Je citerai par exemple l'ingénieuse dis-

position des voies de *Diamond Shaft*, près Wilkes-Barre :

Un wagon plein, sortant d'une des cages, est poussé sur la voie EF (*fig.* 10, Pl. VI), ayant une pente de 15 millimètres, le long de laquelle il roule jusqu'à la base du plan incliné du *breaker*, GH. Là un chariot pousseur, attaché à l'extrémité d'un câble, vient le prendre automatiquement par derrière, l'élève au sommet du plan, où il bascule et se vide; puis le chariot pousseur redescendant, le wagon redescend aussi le long du plan incliné, et le quitte un peu avant sa base, d'où il est parti, en prenant la voie d'une sorte de pont-levis abaissé à cet effet, tandis que le chariot pousseur, qui circule sur une voie plus étroite, continue à descendre. Le wagon roule alors sur la voie CB, ayant une pente de 15 millimètres vers le puits; il arrive sur la contre-pente très-roide BA, en prenant l'aiguille anglaise B en talon et l'ouvrant, s'arrête, redescend, s'engage sur la voie BD, puis sur l'une des deux voies conduisant aux cages selon la position qu'on donne à l'aiguille D.

A la recette du puits il y a un homme et un gamin qui conduit une mule pour mettre les wagons en mouvement. Au *breaker* un seul homme fait les diverses manœuvres des machines du plan incliné. On extrait de ce puits 1.000 tonnes par jour. Pour aérer les mines, on se sert de foyers ou de ventilateurs Guibal.

L'épuisement des eaux, qui d'ordinaire ne sont pas très-abondantes, se fait le plus souvent au moyen de pompes intérieures recevant la vapeur du jour.

§ 3. — Préparation de l'anthracite.

La préparation de l'anthracite (*) est d'une grande importance en Pennsylvanie, à cause des habitudes des con-

(*) M. Malézieux a décrit d'une manière sommaire, dans son *Rapport de mission aux États-Unis*, les opérations de la préparation de l'anthracite, et a donné les dessins d'un *breaker*. Je pense néanmoins qu'une description plus détaillée présentera quelque intérêt dans les *Annales des mines*.

sommateurs, qui veulent avoir leur charbon en morceaux tous d'une grosseur déterminée, et complétement débarrassé de schiste. Il serait probablement difficile de changer les usages du pays à cet égard, et cependant, dans beaucoup de cas, il y aurait avantage pour l'acheteur à avoir un charbon moins bien préparé, mais moins cher.

Il y a neuf grosseurs différentes d'anthracite, qui sont désignées par les noms suivants, en commençant par la plus forte :

Lump coal (*gros morceaux*), ce qui reste sur une grille à barreaux écartés de 102 millimètres;

Steamboat coal (*charbon pour bateaux à vapeur*), ce qui passe à travers une grille à barreaux écartés de 102 millimètres, et reste sur une grille à barreaux écartés de 76 millimètres.

Broken coal (*charbon cassé*), ce qui passe à travers une grille à barreaux écartés de 76 millimètres et reste sur un crible à trous carrés de 63, 70 ou 76 millimètres de côté (dimension variable selon la demande);

Egg coal (*charbon en œufs*), ce qui passe à travers des trous carrés de 63, 70 ou 76 millimètres, et reste sur un crible à trous carrés de 51 millimètres;

Large stove coal (*gros charbon de poêle*), ce qui passe à travers des trous carrés de 51 millimètres, et reste sur un crible à trous carrés de 45 millimètres;

Small stove coal (*petit charbon de poêle*), ce qui passe à travers des trous carrés de 45 millimètres, et reste sur un crible à trous carrés de 25, 28 ou 32 millimètres;

Chesnut coal (*charbon en châtaignes*), ce qui passe à travers des trous carrés de 25, 28 ou 32 millimètres, et reste sur un crible à trous carrés de 16 ou 19 millimètres;

Pea coal (*charbon en pois*), ce qui passe à travers des trous carrés de 16 ou 19 millimètres, et reste sur un crible à trous carrés de 13 millimètres;

Buckwheat coal (*charbon en grains de sarrasin*), ce qui

passe à travers des trous carrés de 13 millimètres, et reste sur un crible à trous carrés de 9 millimètres et demi.

Le *buckwheat coal* ne se vend pas : on ne le brûle que sous les chaudières des mines. — Le *pea coal* a une valeur très-inférieure à celle des autres sortes. — Les deux espèces de *stove coal* sont souvent réunies en une seule. — Dans tout le courant de ce mémoire, je me servirai des noms anglais ci-dessus indiqués pour désigner les diverses sortes.

Pour préparer l'anthracite sortant de la mine, on sépare par des criblages les morceaux de diverses grosseurs, on enlève le schiste, on concasse les gros morceaux où le schiste est mélangé au charbon, les morceaux de mauvaise forme, par exemple ceux qui sont plats et minces, et enfin une partie du *lump*, du *steamboat* et du *broken*, pour en faire des charbons préparés de plus petite dimension, lorsque la demande n'est pas suffisante pour ces trois grosses sortes, ce qui est le cas ordinaire.

Il existe une grande variété d'installations des ateliers qui servent à faire cette préparation ou *breakers* (casseurs). Je donnerai la description détaillée d'un de ces *breakers*, récemment construit et sur un très-bon plan.

C'est une grande construction en charpente, de forme assez irrégulière [*voir* le plan (*fig.* 11, Pl. VI), l'élévation longitudinale (*fig.* 1, Pl. VII), et l'élévation d'une travée (*fig.* 2, Pl. VII)]. Elle se compose d'un bâtiment principal, long et étroit, avec appendices latéraux.

Le bâtiment principal forme d'un côté un plan incliné sur lequel on élève les charbons au sommet ; il renferme les appareils divers de préparation. Les ailes contiennent des plans inclinés ou glissières pour le charbon, et des soutes pour les diverses sortes préparées.

Cette construction est formée de grands montants de $35^{cent.}/35$, supportant des sommiers horizontaux de même équarrissage (sauf vers le sommet, où ils sont un peu plus légers), avec jambes de force dans les angles. Cette char-

pente est faite avec un bois résineux très-estimé, le *yellow pine.*

Le tout est recouvert extérieurement en planches. La couverture est en lattes de bois carrées. Les diverses travées de charpente reposent sur des murs s'élevant au-dessus du sol de 75 centimètres environ.

Les wagonnets sont extraits directement du fond de la mine au sommet de ce *breaker*, un par un, au moyen d'une machine d'extraction ordinaire, avec câbles en fil de fer rond ; au sommet est un culbuteur sur lequel ils se vident.

Le charbon tombe sur une glissière, puis passe sur des barreaux B (*fig.* 1), espacés de 89 millimètres. Ces barreaux occupent toute la largeur de la glissière, et il y en a trois longueurs, chacune de 1^{m},20. Ce qui reste sur ces barreaux passe ensuite sur des barreaux C, espacés de 102 millimètres, puis arrive sur un plancher D, où des hommes enlèvent les fragments de schiste, qui sont rejetés, et poussent dans une glissière spéciale les morceaux qui renferment des parties de schiste ou ont une mauvaise forme.

Après ce plancher D se trouvent de nouveaux barreaux C espacés de 102 millimètres, puis des barreaux E d'écartement variable selon la quantité de *lump* qu'on veut produire; plus ils sont écartés, plus ils laissent passer entre eux une forte proportion de ce gros charbon. Enfin ce qui reste sur ces barreaux E descend le long d'une longue glissière, supportée par les travées *abc...ij* (*fig.* 11, Pl. VI), jusqu'aux wagons où on le charge. A la base de cette glissière se trouve un cours de barreaux espacés de 63 millimètres, pour séparer du *lump* les fragments qui se sont produits pendant sa descente.

Ces fragments retournent en wagonnets au culbuteur, au sommet du *breaker.* — Si l'on manque de wagons pour le *lump*, on ferme la glissière en bas, et le charbon s'y accumule jusqu'en haut. La pente de cette glissière est à la partie supérieure de 33 centimètres et plus bas de 30 cen-

timètres par mètre. Elle est recouverte de plaques de fonte de 1m,23 sur 0m,30, d'une épaisseur de 16 à 19 millimètres.

Les glissières pour charbons de petites dimensions sont couvertes de feuilles de tôle, au lieu de plaques de fonte.

Les appareils employés dans le reste de la préparation sont des *trommels* et des cylindres broyeurs.

Les *trommels* ont un diamètre de 1m,52, leur arbre est en bois et ils sont formés de plaques perforées en fonte ou en tôle. Pour les trous carrés de 19 millimètres de côté et au-dessous, on fait usage de feuilles de tôle découpées à l'emporte-pièce. Pour les dimensions supérieures, ce sont des plaques de fonte, d'autres fois les cribles sont formés de gros fils de fer carrés tressés. Il y a souvent deux trommels concentriques.

Les cylindres broyeurs sont en fonte et armés de dents, soit rapportées et en acier, soit venues de fonte.

Par exemple, le cylindre représenté *fig.* 12, 13, 14, Pl. VI, se compose de deux pièces de fonte boulonnées entre elles et fixées sur un arbre en fer, avec 50 dents en acier serrées intérieurement par des boulons. Les dents sont alternativement grandes et petites. D'autres fois les dents d'acier sont mattées par-dessous au lieu d'être boulonnées. Les deux cylindres d'une paire se transmettent le mouvement par l'intermédiaire de deux roues dentées égales, et se correspondent pointe à pointe, les extrémités des grandes dents se touchant presque. Ce cylindre sert à faire du *steamboat* avec le *lump*.

Le cylindre des *fig.* 15 à 18, Pl. VI, qui sert à broyer des charbons plus petits, est formé de trois segments, avec dents venues de fonte, alternativement grandes et petites, en quinconce. Les petites ne servent pas à grand'chose.

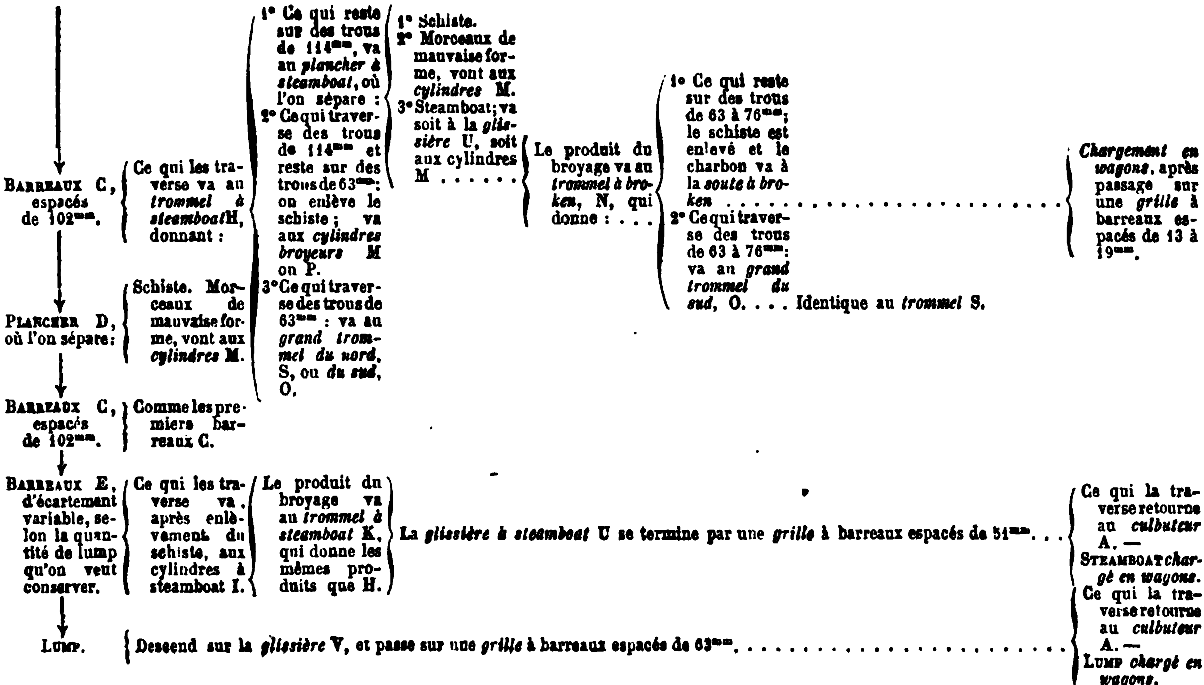
Je reprends la description de la marche des charbons dans le breaker. Le tableau des diverses opérations donné pages 236 et 237, aidera beaucoup à suivre cette description.

TABLEAU DE LA PRÉPARATION DE L'ANTHRACITE DANS UN BREAKER.

(NOTA. *Par des trous de tant de millimètres, j'entends des trous carrés de tant de millimètres de côté.*)

WAGON sortant de la mine : *Culbuteur* A.
↓
BARREAUX B, espacés de 89^{mm}.

- Ce qui les traverse va au *trommel* G, qui donne :
  - 1° Ce qui reste sur des trous de 63^{mm} : schiste enlevé à la main ; va aux *cylindres broyeurs* P. .
    - Le produit du broyage va au *trommel à broken* Q, qui donne. . . . .
      - 1° Ce qui reste sur des trous de 63 à 76^{mm} : le schiste est enlevé; va soit à la *soute à broken*, soit aux *petits cylindres* R. . .
        - Le produit du broyage va au *grand trommel du nord*, S, qui donne :
          - 1° EGG, restant sur trous de 51^{mm}.
            - Le schiste est enlevé; le charbon va à la *soute*.
              - *Chargement en wagons* : le charbon passe sur une grille à barreaux espacés de 13 à 19^{mm} : ce qui la traverse retourne au culbuteur A. ou bien est brûlé sous les chaudières de la mine.
          - 2° GRAND STOVE, traversant des trous de 51^{mm} et restant sur ceux de 45^{mm}.
            - Le schiste est enlevé; le charbon va à la *soute*.
              - (*Chargement en wagons*, comme ci-dessus.)
          - 3° PETIT STOVE, traversant des trous de 45^{mm} et restant sur ceux de 25 à 32^{mm}.
            - Le schiste est enlevé; le charbon va à la *soute*.
              - (*Chargement en wagons*, comme ci-dessus.)
          - 4° Schiste, traversant des rainures de 13^{mm}.
          - 5° CHESNUT, traversant des trous de 25 à 32^{mm} et restant sur ceux de 16^{mm}.
            - Passe sur un crible à schiste. Le charbon se rend dans la *soute*.
              - *Chargement en wagons*.
          - 6° Ce qui traverse les trous de 16^{mm} ; va au *trommel à pea coal*, T, qui donne : . . .
            - 1° PEA, restant sur des trous de 13^{mm}.
              - Va dans une *soute*. *Chargement en wagons*.
            - 2° BUCKWHEAT, traversant des trous de 13^{mm} et restant sur ceux de 9^{mm}.
              - Va dans une *soute*. Brûlé sous les chaudières de la mine.
            - 3° Eau et menu, rejetés.
      - 2° Ce qui traverse des trous de 63 à 76^{mm} : va au *grand trommel du nord*, S. . . .
  - 2° Ce qui traverse des trous de 63^{mm} et reste sur des trous de 16^{mm} : va au *grand trommel du nord* S.
  - 3° Ce qui traverse des trous de 16^{mm} : va au *trommel à pea coal* T.



Barreaux C, espacés de 102mm. → Ce qui les traverse va au *trommel à steamboat* H, donnant :
- 1° Ce qui reste sur des trous de 114mm, va au *plancher à steamboat*, où l'on sépare :
  - 1° Schiste.
  - 2° Morceaux de mauvaise forme, vont aux *cylindres* M.
  - 3° Steamboat; va soit à la *glissière* U, soit aux cylindres M . . . . . . → Le produit du broyage va au *trommel à broken*, N, qui donne : . . .
    - 1° Ce qui reste sur des trous de 63 à 76mm; le schiste est enlevé et le charbon va à la *soute à broken* . . . . *Chargement en wagons*, après passage sur une *grille* à barreaux espacés de 13 à 19mm.
    - 2° Ce qui traverse des trous de 63 à 76mm; va au *grand trommel du sud*, O. . . . Identique au *trommel* S.
- 2° Ce qui traverse des trous de 114mm et reste sur des trous de 63mm; on enlève le schiste; va aux *cylindres broyeurs* M ou P.
- 3° Ce qui traverse des trous de 63mm : va au *grand trommel du nord*, S, ou *du sud*, O.

Plancher D, où l'on sépare : → Schiste. Morceaux de mauvaise forme, vont aux *cylindres* M.

Barreaux C, espacés de 102mm. → Comme les premiers barreaux C.

Barreaux E, d'écartement variable, selon la quantité de lump qu'on veut conserver. → Ce qui les traverse va, après enlèvement du schiste, aux cylindres à steamboat I. → Le produit du broyage va au *trommel à steamboat* K, qui donne les mêmes produits que H. → La *glissière à steamboat* U se termine par une *grille* à barreaux espacés de 51mm. . . → Ce qui la traverse retourne au *culbuteur* A. — Steamboat *chargé en wagons*.

Lump. → Descend sur la *glissière* V, et passe sur une *grille* à barreaux espacés de 63mm. . . . . → Ce qui la traverse retourne au *culbuteur* A. — Lump *chargé en wagons*.

L'anthracite qui a traversé les barreaux B, espacés de 89 millimètres, tombe sur de petites glissières qui le conduisent dans un trommel *débourbeur* G, arrosé, ainsi que tous les autres trommels du breaker, par de nombreux jets d'eau. L'eau empêche les trous de se boucher et facilite la séparation de menus. Ce trommel est formé de deux cylindres concentriques, et donne trois espèces de charbon :

1° Ce qui traverse des plaques percées de trous carrés de 16 millimètres de côté, c'est le *pea* et les menus plus petits.

2° Ce qui reste sur ces mêmes plaques après avoir traversé des trous de 63 millimètres de côté. Ce sont les dimensions comprises de l'*egg* au *chesnut;* ces charbons sont conduits par des glissières au grand trommel du nord, où ils se joignent à d'autres.

3° Enfin ce qui reste sur les plaques à trous carrés de 63 millimètres (après avoir traversé les grilles à barreaux espacés de 89 millimètres). Ce charbon descend sur une glissière peu inclinée, le long de laquelle quelques gamins sont placés pour enlever les morceaux de schiste, qu'ils jettent dans des conduits aboutissant à une soute spéciale. On vide le contenu de cette soute dans des wagons qu'on va culbuter sur un remblai.

Le charbon ainsi nettoyé est conduit à des cylindres broyeurs à *broken* P, et après avoir passé entre ces cylindres descend dans un trommel Q, percé de trous carrés de 64 à 76 millimètres de côté, destiné à isoler le *broken*, qui reste dedans, des charbons plus petits, également produits par le broyage, qui passent à travers ces trous.

A la sortie de ce trommel, le *broken* passe sur une glissière le long de laquelle des gamins enlèvent les morceaux de schiste, et ceux où le schiste est mélangé au charbon. Il arrive enfin dans une soute où on l'accumule en attendant qu'on le charge en wagons; cette soute est une chambre cubique de 3 à 4 mètres de côté.

Il importe que le charbon ne tombe pas de toute cette hauteur lorsque la soute est vide; on fait usage à cet effet d'une petite glissière mobile.

S'il n'y a pas de demande suffisante pour le *broken*, on en fait passer une partie, après en avoir enlevé le schiste, entre de petits cylindres broyeurs R, et l'on réunit ce charbon à celui qui a été séparé du *broken* dans le trommel Q, et aux produits (2°) du trommel G, ainsi qu'à d'autres charbons dont nous verrons plus loin la provenance, pour faire passer le tout dans le grand trommel du nord S.

Ce trommel est long et formé à la tête de deux cylindres concentriques. Le cylindre intérieur est percé de trous carrés de 25 à 32 millimètres de côté, laissant passer le *chesnut* et les charbons plus petits; le cylindre extérieur a des trous de 16 millimètres de côté, laissant passer le *pea* et le menu, et retenant le *chesnut*, qui se trouve ainsi isolé.

Le cylindre intérieur présente ensuite successivement, dans la partie qui n'est pas entourée par le cylindre extérieur, un tronçon percé de rainures de 13 millimètres de large, laissant tomber beaucoup des morceaux plats de schiste; un tronçon à trous de 44 millimètres de côté, que traverse le *petit stove;* enfin un tronçon à trous de 51 millimètres de côté, qui donne le *grand stove*. Enfin ce qui sort du cylindre est l'*egg* (qui a déjà traversé des trous de 63 à 76 millimètres de côté).

Ces trois dernières sortes (*egg*, *grand* et *petit stove*) passent sur des glissières établies devant le trommel, le long desquelles des gamins les nettoient en rejetant le schiste et les morceaux impurs. Ces gamins sont assis de chaque côté des glissières, qui n'ont que 50 à 60 centimètres de large, en étage les uns au-dessus des autres, de sorte qu'il ne leur échappe pas beaucoup de morceaux de schiste. Au contraire, ils rejettent un assez grand nombre de bons morceaux d'anthracite. Ils tiennent d'une main un bout de

planchette avec lequel ils poussent le charbon de la glissière, ou l'arrêtent quand il arrive trop vite.

Le *chesnut* est trop petit pour qu'on puisse le purifier de cette manière, on se contente de le faire passer sur des barreaux rapprochés qui laissent tomber les morceaux plats de schiste.

Étant ainsi classés et purifiés, les charbons se rendent dans une série de soutes à côté les unes des autres.

Restent le *pea* et les menus qui ont traversé les trous les plus fins (16 millimètres) du grand trommel du nord, ainsi que ceux qui ont passé à travers les trous de même dimension du trommel G. Ces produits passent dans le trommel à *pea coal* qui se compose de deux cylindres concentriques à trous respectivement de 15 millimètres et 9 millimètres et demi de côté, donnant le *pea*, le *buckwheat* et enfin une eau boueuse entraînant les menus les plus fins, qui sont rejetés. Le *pea* et le *buckwheat* se rendent dans des soutes spéciales.

Nous venons de voir ce que devient le charbon qui a traversé la grille B; suivons maintenant celui qui passe à travers les barreaux C, espacés de 102 millimètres. Ce charbon, qui a déjà passé sans tomber sur les barreaux B, écartés de 89 millimètres, serait du *steamboat* tout préparé, s'il n'était mélangé d'une assez forte proportion de fragments plus petits produits par le choc des morceaux les uns contre les autres, et par les coups des outils des ouvriers postés aux plancher D, qui frappent sur les morceaux engagés entre les barreaux. Il est donc nécessaire de faire subir à ce charbon un nouveau criblage, dans le trommel H, formé de deux cylindres concentriques. Le cylindre intérieur est percé de trous carrés de 114 millimètres, et retient le *steamboat*. C'est une innovation que de cribler le *steamboat* sur des trous carrés au lieu de grilles, et l'on modifiera peut-être la dimension de ces trous après une expérience plus longue.

Les trous du cylindre extérieur sont de 63 millimètres, et laissent passer l'*egg* et les dimensions inférieures, qui se rendent au grand trommel du nord S, ou au grand trommel du sud O, qui est pareil.

Enfin ce qui reste sur les trous de 63 millimètres, après avoir traversé ceux de 114 millimètres, est nettoyé par des gamins le long d'une glissière; le schiste est rejeté et le charbon se rend aux cylindres P (voir plus haut) pour faire du *broken*, ou aux cylindres pareils M.

Quant au *steamboat*, il passe sur un plancher où des hommes enlèvent le schiste, et il descend dans les wagons le long d'une glissière placée au-dessous de celle du *lump*. A la partie inférieure de cette glissière sont des barres espacées de 51 millimètres pour enlever les débris provenant des chocs des morceaux; ce qui les traverse remonte au culbuteur.

Si tout le *steamboat* ne peut pas se vendre, on en envoie une partie, après enlèvement du schiste, rejoindre les morceaux qui ont traversé les trous de 114 millimètres dans le trommel à *steamboat* H, et descendre avec eux aux cylindres broyeurs M.

Entre les deux cours des barreaux C se trouve le plancher D, où l'on enlève les morceaux de schiste et les blocs de charbon de forme mauvaise : ceux-ci sont envoyés aux cylindres broyeurs M à *broken*.

Restent, en dernier lieu, les charbons qui passent entre les barreaux E, à écartement variable, selon la proportion de *lump* qu'on veut conserver.

On enlève d'abord à la main les morceaux de schiste; le reste passe entre les cylindres broyeurs à *steamboat* I, puis dans le trommel à *steamboat* K, semblable au trommel H, donnant comme lui du *steamboat*, broyé ou non en M; des charbons broyés en M, et des charbons envoyés au grand trommel du sud O.

Les produits des cylindres broyeurs M passent dans un

trommel à *broken* N, pareil au trommel Q, donnant comme lui du *broken* et des charbons plus petits, envoyés au grand trommel du sud O; les menus venant de ce dernier trommel vont rejoindre, dans le crible unique à *pea coal*, ceux du trommel S.

Les diverses sortes de charbons préparés étant contenues dans des soutes munies de trappes, le chargement dans les wagons de chemin de fer s'effectue sans difficulté au moyen de petites glissières. Celles pour les charbons *broken*, *egg*, *stove* (grand et petit) ont une grille à barreaux espacés de 13 à 19 millimètres, qui laisse tomber les fragments et menus. Ce qui traverse ces grilles est, ou remonté au culbuteur pour être trié de nouveau, ou brûlé sous les chandières de la mine.

On voit qu'il y a dans le breaker deux parties pareilles, d'une part les cylindres P et les trommels Q et S, et de l'autre les cylindres M et les trommels N et O; on distribue également les charbons entre ces deux parties.

Un des caractères les plus remarquables des breakers est le transport automatique du charbon qui glisse sur des plans inclinés d'un appareil dans l'autre jusqu'en bas. Il est donc nécessaire d'avoir une certaine hauteur de chute, depuis le culbuteur jusqu'au niveau des rails sur lesquels circulent les wagons en chargement; mais il est également très-important de ne pas avoir une hauteur exagérée, car elle est alors nuisible en augmentant de beaucoup le déchet du charbon qui se concasse et se réduit en menu.

Le charbon doit toujours glisser le long d'un plan incliné et ne jamais tomber verticalement : il faut aussi éviter avec soin les coudes brusques, et en général tout ce qui peut produire des chocs violents sur les fragments. On ne peut cependant éviter une chute verticale de l'anthracite dans le chargement en wagons de chemin de fer. La grande multiplicité des types de ces wagons, de hauteur très-variable, munis souvent de manivelles de freins en saillie au-dessus

des bouts extrêmes, oblige à tenir les glissières de chargement plus haut qu'il ne serait nécessaire dans beaucoup de cas. Les exploitants voudraient voir adopter par les compagnies de chemins de fer un type de wagon uniforme, aussi bas que possible, sans aucune saillie sur les petits côtés.

L'étude d'un projet de breaker est assez compliquée, car outre la considération de la hauteur de la chute, qui doit être suffisante, mais sans excès, il faut installer les divers appareils, et les transmissions (par courroies et roues d'angle) au milieu d'une charpente assez serrée.

Dans le breaker que je viens de décrire, la machine motrice est une machine rotative placée en Z (*fig.* 1, Pl. VII).

Il est important d'enlever les morceaux de schiste avant le passage du charbon entre les cylindres broyeurs, afin qu'ils ne soient pas broyés inutilement en plusieurs fragments plus petits. On pourra laisser passer entre les cylindres les morceaux où le charbon est mélangé au schiste, qui seront concassés et donneront des morceaux de charbon propres.

Un breaker bien installé doit, ou plutôt devrait pouvoir, à volonté, donner tous les charbons séparés de grosseur, mais sans broyage aucun, ou au contraire transformer tout le *steamboat* et le *lump* en charbons préparés.

L'emploi de l'eau est très-avantageux dans les *breakers*, en facilitant le criblage et empêchant les trous des trommels de se boucher. Lorsque l'on n'emploie pas l'eau, il faut donner une plus grande longueur aux trommels et nettoyer fréquemment ceux qui ont les trous les plus fins. On fait usage quelquefois, dans ce but, de jets de vapeur.

Dans le *breaker* que je viens de décrire, comme dans presque tous les ateliers de ce genre, l'enlèvement des morceaux de schiste se fait à la main. Depuis quelque temps cependant, des appareils mécaniques de lavage commencent à se répandre pour cette opération; on purifie avec

ces appareils les anthracites de la taille de l'*egg* et au-dessous, y compris le *chesnut* et le *pea*, dont on ne peut pas enlever le schiste à la main, parce que les morceaux sont trop petits. La grande différence de densité du charbon et du schiste rend d'ailleurs la séparation facile, et l'on opère sur des morceaux triés par ordre de grosseur. On fait usage, soit de cribles à piston, soit du crible breveté de M. *Plumb.*

Les cribles à piston, de grande dimension, sont à fond de cailloux roulés, reposant sur des mailles assez larges pour laisser passer le schiste. L'anthracite à purifier arrive constamment d'un côté du crible, et un râteau, animé d'un mouvement de va-et-vient, enlève et fait tomber du côté opposé les morceaux de charbon. Le schiste qui s'accumule au fond de la cuve de l'appareil est relevé par une noria.

On s'arrange de manière à ce qu'il ne reste plus de schiste avec l'anthracite; il faut pour cela perdre un peu de charbon avec le schiste.

L'emploi des cailloux roulés est assez coûteux, ils s'usent vitent, et ils ont besoin d'une certaine préparation pour être bien assortis de grosseur.

L'appareil de M. Plumb, dont la partie essentielle est représentée *fig.* 19, Pl. VI, est un crible AB circulaire, plongeant dans l'eau d'une cuve, animé d'un mouvement de va-et-vient vertical de petite amplitude et rapide (180 à 200 secousses par minute). Ce crible, percé de trous très-petits, se compose de deux parties laissant entre elles une fente circulaire dont on peut faire varier la hauteur. Le charbon à laver arrive au centre de l'appareil, le schiste s'écoule par la fente circulaire au fond du crible, et le charbon tombe par-dessus les bords sur un anneau mobile CD. Cet anneau se relève huit fois par minute, et déverse par-dessus les bords de la cuve le charbon propre qu'il porte. Le schiste est enlevé du fond de la cuve par un noria. Cet appareil, encore tout nouveau, paraît fonctionner d'une manière satisfaisante.

Dans l'exploitation, la préparation et le transport de l'anthracite, malgré la solidité de ce combustible, on fait beaucoup de menus, qui jusqu'à présent n'ont eu aucune valeur. M. *Loiseau* a fait des expériences nombreuses d'agglomération de ces menus, et il est arrivé à des résultats qui doivent être satisfaisants, puisqu'il est en train d'établir à Port-Richmond, près Philadelphie, une usine pouvant fabriquer 40.000 tonnes d'agglomérés par an.

L'agglomération se fait au moyen d'argile, ce qui a l'inconvénient d'augmenter la proportion des cendres, mais la quantité primitive étant faible, l'inconvénient est tolérable, d'autant plus qu'on n'ajoute que 5 p. 100 d'argile. Avec une aussi faible quantité de ciment agglomérant, il faut un malaxage très-soigné, qui se fait dans un malaxeur à sept arbres verticaux.

A la sortie du malaxeur, le mélange est comprimé et moulé en petites boules de la grosseur du stove (car c'est l'espèce qui se vend le plus cher). Cette opération se fait simplement par le passage de la matière pâteuse entre deux cylindres portant des cavités hémisphériques se correspondant.

Les boules sont ensuite séchées et cuites progressivement dans un four très-long.

Les boules ainsi préparées ne pourraient pas se conserver longtemps, elles se déliteraient à l'air. On les recouvre d'un enduit protecteur en les plongeant chaudes dans de la benzine tenant en dissolution certains résidus de la fabrication des chandelles.

L'atelier sera installé de manière à ce que toutes les opérations se fassent automatiquement. Il est probable que M. Loiseau en publiera des descriptions dans des journaux techniques anglais ou français.

§ 4. — Coût de l'exploitation et de la préparation.

Je citerai, comme exemple, le prix de revient moyen de l'anthracite préparé, dans une des houillères de Pennsylvanie, pendant une année, du 1er septembre 1873 au 1er septembre 1874, pour une tonne de 1.016 kilogrammes. La production pendant cette année a été de 120.000 tonnes. Ce prix de revient n'est d'ailleurs ni particulièrement élevé, ni particulièrement bas, et ne s'écarte certainement pas beaucoup de la moyenne générale pour tout le pays.

Mine	(1) Main-d'œuvre	$ (*) 0,875	1,153
	(2) Bois	0,013	
	(3) Ateliers	0,056	
	(4) Écuries	0,096	
	(5) Magasin	0,005	
	(6) Poudre et huile	0,012	
	(7) Fournitures	0,083	
	(8) Surveillance	0,013	
Préparation	(9) Main-d'œuvre	0,237	0,295
	(10) Bois	0,002	
	(11) Ateliers	0,015	
	(12) Écuries	0,008	
	(13) Magasin	0,0008	
	(14) Huile	0,0022	
	(15) Fournitures	0,030	
Frais divers et communs	(16) Impositions	0,006	0,093
	(17) Assurance	0,007	
	(18) Direction	0,017	
	(19) Frais généraux	0,063	
Total			1,541

Voici le détail des frais de main-d'œuvre de la mine par tonne :

(*) $ signifie *dollar*. Il s'agit ici du dollar papier (*currency*), dont la valeur ne s'est pas beaucoup écartée de 4f,70 pendant la période en question. — Il est à peine utile de rappeler que le dollar est divisé en cent *cents*.

Galeries de niveau (*gangways*).	$ 0,019
Retours d'air et autres travaux au yard. . .	0,054
Abatage (payé au wagon).	0,547
Travaux de préparation, à la journée. . . .	0,034
Conducteurs.	0,141
Boiseurs et poseurs de voies.	0,041
Préposés à l'extraction.	0,018
Mécaniciens et chauffeurs..	0,021
Total.	0,875

Les salaires, à la journée ou à la tâche, ne sont d'ailleurs pas fixes, mais varient avec le prix de vente du charbon. Ainsi, à la houillère pour laquelle je viens de donner le prix de revient, les salaires sont établis sur la base suivante, lorsque le prix moyen de l'anthracite à New-York (ou plutôt à *Elizabethport*, *Port-Johnson* et *Hoboken*) est de $ 5 la tonne [le prix moyen est la moyenne arithmétique des prix du *lump*, du *broken*, de l'*egg*, du *stove* et du *chesnut* (*)] :

Travaux à la tâche.

Abatage du charbon (au volume mesuré par le nombre de wagons; on estime que 48 pieds cubes font une tonne) :

$0,50	les 48 pieds cubes	dans une couche	épaisse de	7 à 10	mètres.
0,55	—	—	—	3 à 4	—
0,575	—	—	—	2,50 à 3	—

Galeries de niveau (*gangways*) (2 mètres sur 3,50), $ 5,40 le yard, plus le prix du charbon abattu.

Autres galeries, $ 4,50, 4,10 ou 3,00 le yard, plus le prix du charbon abattu.

(*) Pour donner une idée de la différence entre la valeur de ces diverses sortes, je citerai les prix en octobre 1874 :

Lump.	$5,20	moyenne 6,03
Broken.	6,15	
Egg.	6,15	
Stove.	6,30	
Chesnut.	5,26	

Sur ces prix les hommes payent leur poudre, leurs outils, leur lumière, etc.

Travaux à la journée, par semaine de six jours de travail.

Mineurs		$ 14,00
Manœuvres		12,00
Conducteurs de mules : hommes		12,00 à 14,00
— gamins		6,50 à 8,00
Gamins gardiens de portes		4,50 à 5,50
Dans le *breaker*.	Trieurs de charbon aux planchers (*platform men*)	10,50
	Enleveurs de schiste, hommes	9,00
	— gamins	2,70 à 7,00
Charpentiers		16,50

Lorsque le prix de vente aux ports indiqués s'élève au-dessus de $ 5, pour chaque dollar d'augmentation, les salaires croissent de 12,5 p. 100 de leur valeur primitive; pour une fraction de dollar ils croissent aussi en proportion. En d'autres termes, le *percentage* de l'accroissement des salaires = l'augmentation du prix de vente en *cents*, divisé par 8.

Les salaires sont réduits de même si le prix baisse au-dessous de $ 5,00.

L'article (3), ateliers, du tableau du prix de revient, comprend les travaux des charpentiers, forgerons, ajusteurs faits pour la mine, par exemple la construction de wagons.

(4) *Écuries*. — On débite le compte de la mine de $ 1,50 par journée de mule, ce qui suffit à payer l'entretien de ces animaux et l'amortissement de leur prix d'achat.

(5) *Magasin*. — Menues fournitures pour la mine.

(6) *Poudre et huile*. — Cet article comprend le prix de la poudre et de l'huile fournies aux hommes travaillant à la journée, aussi l'huile de graissage des wagons, etc.

(7) *Fournitures*. — Ce sont les rails, plaques de fonte, pompes, etc., pour la mine.

Il n'y a pas besoin d'explications spéciales pour les autres articles du tableau.

Pour avoir le prix de revient complet, il faudrait joindre aux chiffres donnés plus haut l'intérêt et l'amortissement du capital de premier établissement (qui n'est pas très-considérable en général) et l'intérêt du fonds de roulement.

Il y a enfin une autre dépense assez considérable au sujet de laquelle je vais donner quelques détails, c'est la redevance payée au propriétaire du sol par l'exploitant lorsque celui-ci n'exploite pas dans son propre fonds.

Le payement de cette redevance se fait de deux manières, selon les conventions : c'est soit un droit fixe par tonne (de 1.016 kilog.) vendue, soit tant pour 100 sur le prix de vente à un marché voisin (Mauch Chunk, Pottsville, Wilkes-Barre, etc.). La durée des baux est généralement de dix à vingt ans, quelquefois perpétuelle (c'est alors toujours une redevance proportionnelle qu'on stipule et non un droit fixe par tonne). Quelquefois on convient d'un droit fixe par tonne croissant d'année en année pendant la durée d'un bail limité.

Quel que soit le système de bail adopté, on fait en outre un grand nombre de conventions diverses. Les taxes et impôts sont payés soit par l'exploitant, soit par le propriétaire du sol. Les travaux préparatoires, tels que puits, galeries, *breakers*, sont faits par l'un ou par l'autre des contractants. A la fin du bail, les bâtiments et travaux divers exécutés reviennent d'habitude au propriétaire : quelquefois le rachat par celui-ci en est stipulé.

Quand la redevance est un droit fixe par tonne, on prend généralement un chiffre moindre pour le *pea coal*.

Les contrats d'exploitation s'appliquent à certaines couches déterminées et non à tout le charbon que peut renfermer le sous-sol.

On fixe aussi un nombre minimum de tonnes qui doit

être extrait chaque année, sauf le cas de force majeure. En cas d'inexécution de cette clause, l'exploitant doit payer la somme qu'il aurait eu à payer s'il avait extrait ce nombre de tonnes.

L'exploitation doit être faite d'après des procédés convenables, sans gaspillage. On ne doit pas rejeter le *pea coal.*

Le propriétaire du sol accorde les emplacements nécessaires pour déposer les déblais et souvent concède le droit de couper des arbres pour les constructions de la mine.

Selon les conventions adoptées et selon les conditions de l'exploitation de la mine et sa situation, la redevance fixe par tonne varie de 20 à 60 *cents*, et la redevance proportionnelle de 10 à 20 p. 100 du prix de vente. (En 1874, le prix moyen de la tonne à Mauch Chunk a été de $ 3 à 3,50.)

L'*Engineering and mining Journal* donne les chiffres suivants pour la région de *Wyoming* :

Dans les couches de 2 à 3 mètres d'épaisseur, peu inclinées, un homme abat environ 13 tonnes de charbon en une journée de sept à huit heures; on le paye $ 0,54 par tonne de charbon préparé et l'on compte de 2.500 à 2.800 livres de charbon sortant de la mine pour une tonne (2.240 livres) de charbon préparé. Les mineurs consomment environ 1/2 kilogramme de poudre par tonne.

Les mineurs, à la journée, sont payés.	$ 2,50
Les ouvriers de l'extérieur, à la journée, sont payés.	$ 2,00 à 2,25
Les gamins, dans le *breaker*, reçoivent, par jour.. .	$ 0,50 à 1,00

Pour les *gangways*, de 3 à 3^m,50 sur 2^m,10, on paye $ 4 à 5 par yard, plus le charbon.

Pour les *counter gangways*, on paye $ 3,50 à 4 le yard, plus le charbon ; pour les galeries de recoupe dans les piliers, $ 2,50 le yard et le charbon. Pour ouvrir une chambre dans une galerie on paye $ 9,00, plus le charbon abattu.

Les puits dans le terrain houiller, de 3 sur 6 mètres à 3^m,60 sur 9 mètres, coûtent $ 125 à 200 le yard. Ils sont

pratiqués généralement dans un grès solide et l'on n'y met guère de boisages.

Le prix de revient de la tonne de charbon serait :

Abatage	$ 0,60
Transport, extraction, réparations, travaux préparatoires, surveillance	0,60
Préparation	0,25
Redevance aux propriétaires du sol	0,30
Intérêt des capitaux engagés	0,25
Total	$ 2,00

Enfin, dans la même région, voici quels sont les prix des logements pour les ouvriers et des principaux objets de consommation :

Une maison de quatre chambres avec cave, buanderie et jardin de 15 sur 45 mètres, se loue $ 10 à 15 par mois.

La farine au détail se vend	4,3 *cents*	la *livre*	(453 gr.).
Le sucre	9 à 11,5	—	—
Le beurre	35 à 40	—	—
La viande	9 à 16	—	—
Les œufs	30 à 35	—	la douzaine.
Le maïs	$ 1,20	le *bushel*	(36[lit],35).
L'avoine	0,75	—	—
Le froment	1,60 à 2,00	—	—

§ 5. — Statistique de la production de l'anthracite.

J'ai dit que la production de la Pennsylvanie en anthracite dépassait celle de la France en combustibles minéraux de toute espèce; en effet, en 1873, on y a extrait 19.500.000 tonnes d'anthracite (*) et 19 millions en 1872. La production a été en croissant rapidement depuis une cinquantaine d'années; peu importante de 1820 à 1830, elle approchait de 1 million de tonnes en 1840; elle dé-

(*) Production totale des États-Unis en combustibles minéraux en 1873 : 45.500.000 tonnes. Production de la France : 17.500.000.

passait 4 millions en 1850 et 8 millions en 1860. Enfin, en 1870, elle a été de près de 16 millions.

Les chiffres de la production annuelle ont été donnés pour les années 1820 à 1857 dans un article des *Annales* (5e série, t. XIII, p. 539). Je compléterai le tableau jusqu'en 1874 :

ANNÉES.	TONNES.	ANNÉES.	TONNES.
1858	6.839.000	1867	12.9[illegible]9.000
1859	7.808.000	1868	13.834.000
1860	8.513.000	1869	13.723.000
1861	7.954.000	1870	15.850.000
1862	7.869.000	1871	15.113.500
1863	9.566.000	1872	19.026.000
1864	10.177.000	1873	19.500 000
1865	9.652.000	1874	18.500.000
1866	12.704.000		

On trouvera dans le *Rapport de mission* de M. Malézieux, que j'ai déjà eu occasion de citer, une intéressante étude du réseau de voies ferrées et navigables qui desservent les bassins anthracifères, avec la description des *plans inclinés* qui fonctionnent sur plusieurs de ces chemins de fer et des grands quais d'embarquement de *Port-Richmond* (près Philadelphie). On expédie par mer une quantité considérable d'anthracite, notamment aux États de la *Nouvelle-Angleterre* (*Maine*, *New-Hampshire*, *Vermont*, *Massachusetts*, *Connecticut*, *Rhode-Island*).

§ 6. — Appareils brûlant l'anthracite.

Je terminerai ce mémoire par quelques indications sur les appareils dans lesquels on consomme l'anthracite. Les emplois de ce combustible sont très-variés.

I. — HAUTS-FOURNEAUX.

La grande solidité de l'anthracite et la faible proportion de matières volatiles et de cendres qu'il renferme, le ren-

dent très-précieux pour les hauts-fourneaux. C'est le *lump* que l'on emploie. Il faut avoir des machines soufflantes donnant le vent à une forte pression. Le vent est toujours chauffé.

Les premiers essais de la réduction du minerai de fer par l'anthracite furent faits en 1838 et 1839, dans un haut-fourneau construit pour le charbon de bois, à air froid. (Voir une note de M. de la Fosse, *Annales des mines*, 5ᵉ série, t. XIX, p. 490.) En 1866, il y avait 121 hauts-fourneaux à l'anthracite aux États-Unis. (Voir la note, déjà citée, dans le Bulletin des *Annales des mines*, 5ᵉ série, t. XIII, p. 536.).

En 1872, il y en avait plus de 200, distribués comme il suit (*) :

ÉTATS,		NOMBRE DE HAUTS-FOURNEAUX			PRODUCTION de 1872 en tonnes de 1.000 kilogr.
		construits au 1ᵉʳ janv. 1872.	terminés en 1872.	terminés en 1873.	
Massachusetts		1	»	»	3.850
New-York		34	1	»	246.000
New-Jersey		13	2	1	94.500
Pennsylvanie.	Lehigh	47	3	2	406.000
	Schuylkill	40	3	3	210.000
	Susquehanna supér.	25	3	»	115.000
	— infér.	37	1	4	142.000
Virginie		1	»	»	»
Maryland		4	»	»	19.900
Totaux		202	13	10	1.237.250

En 1872, d'après le tableau précédent, la production a été de 1.237.000 tonnes métriques de fonte pour 202 hauts-fourneaux, tandis que pendant cette même année la production totale de fonte des États-Unis était de 2.560.000 tonnes (un peu plus du double) pour 636 hauts-fourneaux (dont 265 au charbon de bois). On voit quelle est l'impor-

(*) Tableau extrait du *Miners' Journal* (Pottsville). (A la fin de 1873 et au commencement de 1874, la production a été notablement réduite par la grande crise commerciale.)

tance de la fabrication de la fonte à l'anthracite, et les chiffres précédents montrent aussi que la production intrinsèque des hauts-fourneaux à l'anthracite est bien supérieure à celle des autres hauts-fourneaux.

A ces quelques indications, je joins les profils de deux hauts-fourneaux de Pennsylvanie.

L'un de ces fourneaux (*fig.* 1, Pl. VIII), déjà ancien, a un grand massif extérieur carré. Il a huit tuyères. Le diamètre au ventre est de 5m,50, ce qui est, à peu d'exceptions près, le diamètre maximum des hauts-fourneaux à l'anthracite.

Dans l'autre (*fig.* 3, Pl. VII), tout récemment construit, le massif extérieur est réduit presque à rien, et repose, ainsi que le massif intérieur, sur un anneau de fonte supporté par des colonnes.

Le nombre des tuyères est de 8, mais on ne se sert en marche courante que de 4 ou 5 (*).

On consomme en moyenne, dans ce dernier fourneau, pour faire 1.000 kilogrammes de fonte :

Anthracite.	1.400 à 1.500 kilog.
Minerai.	1.600 à 1.700 kilog.
Castine.	400 à 750 kilog.

On charge d'abord l'anthracite, puis le lit de fusion.

On fait trois coulées par jour.

Les minerais sont de natures diverses; on se sert principalement de limonite et de magnétite, contenant environ 40 p. 100 de fer. On consomme aussi, dans les hauts fourneaux de Pennsylvanie, une quantité notable de minerai de Mokrta-el-Hadid (Algérie).

(*) On lira avec intérêt, au sujet des hauts-fourneaux à l'anthracite, la description des « *Essais sur la fusion des minerais de fer spathique au moyen de l'anthracite dans le haut-fourneau de Vizille* (*Isère*), *pendant l'année* 1827. » [*Annales des mines*, 3e série, tome III (1833), p. 71, et tome IV, p. 127.] L'anthracite employé était celui de Lamure, soit en mélange avec du coke, soit seul. Les essais, sans être infructueux, n'ont pas donné un résultat parfaitement satisfaisant. Le vent n'était pas chauffé.

Le *Mining and Engineering Journal* donne, dans un numéro de 1874 (vol. XVII, p. 405), un tableau intéressant des consommations d'un haut fourneau à l'anthracite et du prix de revient de la fonte, pendant les années 1855-1873. La moyenne pour la période 1869-1873 est la suivante, par tonne de fonte :

Anthracite	2.000	kilogr.
Minerai { 70 p. 100 limonite / 30 p. 100 magnétite }	2.250	—
Calcaire	1.500	—
Prix de revient	$ 26,75.	

On trouve dans le même journal (vol. XVIII, p. 20, 68, 85 et 100) des études théoriques sur les hauts fourneaux de Pennsylvanie.

II. — Forges.

Dans les fours à puddler, on brûle du *lump* et quelquefois du *broken*. Les fours sont soufflés par un ventilateur ; les grilles sont un peu moins profondes que pour les charbons gras, l'épaisseur du combustible étant moindre (*).

On fait usage fréquemment, en Pennsylvanie, de fours à puddler doubles, avec portes des deux côtés ; on y met des charges de 455 kilogrammes. La chaudière à chaleur perdue est horizontale, placée au-dessus du four à puddler et supportée par des colonnes en fonte.

Dans les cubilots des fonderies et aciéries, on emploie également l'anthracite en gros morceaux. Les cubilots américains sont élevés au-dessus du sol sur quatre colonnes de fonte, et le fond est formé par deux portes demi-circulaires en fonte, maintenues par un fort verrou. En ouvrant ce verrou, on fait tomber les portes et l'on vide ainsi le cubilot.

(*) Dans la même usine de Vizille, on a réussi à puddler à l'anthracite, dans un four soufflé. [*Annales*, 2e série, tome VI (1829), p. 109.]

On emploie aussi quelquefois l'anthracite pour la production du gaz dans des générateurs Siemens, mais en mélange avec des charbons gras. Ainsi, à l'aciérie de Bethlehem (Pennsylvanie), on brûle dans les générateurs $\frac{1}{4}$ d'anthracite (*chesnut*) avec $\frac{3}{4}$ de houille bitumineuse.

III. — Locomotives.

Dans les locomotives, on brûle du *lump* : le chauffeur casse à coups de masse les plus gros morceaux. La combustion se fait assez lentement, et les foyers sont de grande dimension. On charge le combustible sur une épaisseur de 15 à 20 centimètres, et les chargements ne sont pas fréquents.

Les *fig.* 2 à 5, Pl. VIII, représentent la chaudière d'une locomotive du chemin de fer de *Philadelphia and Reading.* La disposition de l'arrière de la chaudière et du ciel du foyer (réunis par des entretoises) est assez curieuse. Le foyer, en tôle d'acier, est très-long et suivi d'une petite chambre de combustion. Les tubes sont en fer. L'avant de la boîte à fumée est fermé par une plaque boulonnée. Les barreaux de la grille sont des tubes creux dans lesquels l'eau circule, sauf trois barreaux pleins qu'on peut tirer pour jeter le feu.

Voici quels sont les principaux éléments de la machine :

Nombre de roues.	10
— — motrices (*).	6
Diamètre des roues motrices.	1m,37
— des cylindres.	0m,457
Course des pistons.	0m,610
Surface de grille.	2mq,60
— de chauffe directe.	8mq,00
— de chauffe totale.	102mq,30
Nombre de tubes.	198

(*) Un truck articulé à quatre roues à l'avant.

Diamètre des tubes	$0^{m},044$
Longueur des tubes	$3^{m},505$
Poids sur les roues motrices	24.200 kilog.
Poids total	34.000 —

Ces locomotives servent à traîner les trains de marchandises et de charbon.

Dans les conditions ordinaires de température et d'état de la voie, une de ces locomotives remorque 135 wagons à charbon, à quatre roues, vides (petits wagons de tôle), ou leur équivalent en wagons à huit roues (deux trucks), deux fois plus lourds, d'un poids de 416 tonnes, de *Port Richmond* à *Palo Alto*. La distance est de 153 kilomètres, et la consommation de 5.120 kilogrammes d'anthracite. Dans ce trajet, le train s'élève de 178 mètres, la pente maxima étant de $6^{mm},25$.

Dans le sens opposé, la même locomotive traîne 125 wagons pleins, contenant 700 tonnes d'anthracite, le poids total du train étant de 1.080 tonnes. La consommation est de 5.000 kilogrammes.

La locomotive à voyageurs, du même chemin de fer, a quatre roues motrices et un truck à quatre roues. Le poids de la machine garnie est de 29.000 tonnes, dont 20.700 sur les roues motrices.

La surface de grille est de	$2^{mq},23$	
La surface de chauffe, boîte à feu	$8^{mq},00$	91,70
— — tubes	$83^{mq},70$	

Cette locomotive traîne un train de dix voitures à voyageurs, pesant chacune 17.300 kilogrammes, et pouvant contenir en tout 550 voyageurs, à la vitesse de 64 kilomètres, de *Philadelphie* à *Pottsville* (153 kilomètres). La consommation est de 2.650 kilogrammes d'anthracite.

Je donnerai enfin quelques détails sur une locomotive à marchandises du chemin de fer de la vallée du Lehigh, à six roues couplées et un truck articulé à quatre roues.

La chaudière est cylindrique à l'arrière, et le ciel du foyer plat, avec armatures transversales. Le foyer est en tôle d'acier et les tubes en fer. La grille, à barreaux creux pleins d'eau, est très-peu profonde. Le cendrier n'est ouvert qu'à l'avant; il est formé de deux trémies fermées par des trappes. L'échappement est variable. Les dimensions de l'appareil générateur de vapeur sont :

Surface de grille		$3^{mq},02$
Diamètre de la chaudière		$1^{m},22$
Boîte à feu, longueur	$3^{m},35$	Surface de
— largeur	$0^{m},90$	chauffe directe
Chambre de combustion, longueur	$0^{m},39$	$15^{mq},32$
Tubes, nombre	178	Surface
— diamètre	$0^{m},051$	de chauffe
— longueur	$3^{m},660$	$104^{mq},00$
Surface de chauffe totale		$119^{mq},32$
Diamètre des roues motrices		$1^{m},403$

La route motrice du milieu n'a pas de mentonnets et la jante est cylindrique. Celle d'arrière est sous le foyer. Les ressorts portant sur les roues motrices sont conjugués par des balanciers. Ces roues sont en fonte, à bandages d'acier. Celles du truck, d'un diamètre de $0^{m},66$, sont en fonte coulée en coquille, d'une seule pièce (*).

IV. — Bateaux a vapeur.

Pour les bateaux à vapeur, surtout ceux de mer, l'anthracite a beaucoup d'avantages : il ne s'altère pas dans

(*) Le truck articulé de cette locomotive présente une disposition spéciale brevetée que la *fig.* 10, Pl. VIII, fera comprendre aisément. Le pivot porte sur une pièce triangulaire en fonte suspendue par quatre courtes bielles au longeron transversal, qui presse, par l'intermédiaire des ressorts, sur les boîtes à graisse (intérieures) des roues du truck. Le truck peut alors se déplacer latéralement en même temps qu'il tourne autour du pivot. L'appareil revient d'ailleurs de lui-même à la position symétrique lorsque la voie est droite.

les soutes, et n'est pas sujet à prendre feu spontanément. De plus, c'est un des combustibles dont un poids donné fournit le plus de chaleur et occupe le moins de place; d'où réduction de la provision de combustible et augmentation correspondante du fret utile. L'absence de fumée peut aussi être avantageuse en temps de guerre.

Un bateau charbonnier de Philadelphie, transportant 1.200 tonnes d'anthracite, a deux chaudières, chacune à deux foyers, avec retour de flamme par des tubes placés au-dessus. La surface de chauffe de chaque chaudière est de $45^{mq},80$, et la suface de grille de $3^{mq},80$. La cheminée commune, de $1^{m},52$ de diamètre, a une hauteur de $13^{m},50$ au-dessus des grilles. Le tirage naturel suffit pour entretenir la combustion, qui d'ailleurs est très-lente, au maximum $65^{k},5$ par mètre carré et par heure, et ordinairement 50 kilog. seulement (*). Dans ce dernier cas, 1 kilog. d'anthracite évapore 9 kilog. d'eau, injectée à la température de 38° cent.

V. — Chaudières fixes.

Sous les générateurs de vapeur pour machines fixes, on brûle soit du *broken* et de l'*egg*, soit du *pea*. Pour cette dernière sorte, il faut des barreaux de grille très-rapprochés. On fait usage fréquemment dans le bassin d'anthracifère des barreaux représentés *fig.* 6 à 9, Pl. VIII, formés d'une barre inférieure supportant une série de petites barres courtes, le tout coulé d'une seule pièce. La couche de combustible n'est que de quelques centimètres.

Une grille, composée de ces barreaux, de $2^{m},85$ de large

(*) Dans des expériences faites à Indret par la marine, on brûlait par mètre carré et par heure :

	kilogrammes.
Houille demi-maigre de Cardiff.	93
— grasse à courte flamme de Roche-la-Molière.	82,5
— demi-sèche à longue flamme de Decazeville.	113
— demi-sèche à longue flamme de Bézenet.	110

sur $1^m,80$ de long, chauffe trois générateurs de $0^m,85$ de diamètre et 11 mètres de long. La cheminée a $0^m,85$ de diamètre et 10 mètres de haut. Le tirage naturel suffit; quelquefois cependant on se sert pour activer le feu de jets de vapeur sous la grille.

VI. — Chauffage domestique.

Dans les appartements l'anthracite fait un feu très-ardent et très-durable : on n'a besoin de recharger les grilles que très-rarement. C'est généralement le *stove* qu'on emploie, quelquefois le *chesnut*, dans les très-petits foyers. Dans les poêles des cuisines, on brûle également du *stove* ou du *chesnut*, selon leur dimension (*).

J'indiquerai une disposition de cheminée assez commode que j'ai vue dans des appartements au rez-de-chaussée. Le coffre de la cheminée se prolonge au-dessous de la grille jusque dans le sous-sol, les barreaux étant placés au niveau du plancher de la chambre. Les cendres et escarbilles tombent dans cette cavité inférieure et s'y accumulent. On les enlève une ou deux fois l'an par une porte placée en bas. Le service est ainsi simplifié et l'on évite la poussière produite par l'enlèvement quotidien des cendres d'une cheminée ordinaire. L'air arrive sous la grille par une ouverture munie d'un régistre, à l'aide duquel on règle à volonté le tirage.

(*) Sur les avantages de l'anthracite pour le chauffage domestique, voir une note de M. M. Chevalier dans les *Annales*, 3ᵉ série, tome X (1836), p. 461.

Dans une de ces lettres (1829), *Victor Jacquemont* parle de « ce magnifique feu de *Schuylkill-coal*. »

M. M. Chevalier a donné la description détaillée de plusieurs poêles destinés à brûler l'anthracite dans la *Revue d'Architecture et des Travaux publics* de 1840.

NOTE

SUR

LE TRAITEMENT MÉTALLURGIQUE DES MINERAIS A FREYBERG.

Par M. L. GRAND, Élève-ingénieur des mines.

INTRODUCTION.

La Saxe métallifère est, au point de vue économique et administratif, divisée en quatre districts, groupés autour des centres de Freyberg, Altenberg, Marienberg et Schwarzenberg.

Si nous exceptons les minerais de fer, le district de Schwarzenberg livre plus spécialement des minerais de nickel et de cobalt, celui d'Altenberg des minerais d'étain et de bismuth; le reste de la production minérale de la Saxe consiste en minerais sulfurés plombeux, cuivreux et argentifères.

Les minerais de nickel et de cobalt sont traités dans les deux usines (*Blaufarbenwerke*) d'Oberschlema et de Pfannenstiel; la première est le domaine de l'État; la seconde lui appartient concurremment avec une compagnie.

Les minerais d'étain, dont l'exploitation est actuellement très-peu active, et qui sont d'ailleurs très-pauvres, sont traités par l'industrie privée.

Les minerais sulfurés sont livrés aux deux usines royales de la Mulde et de Halsbrücke, situées près de Freyberg même, et dont l'étude fait l'objet de la présente note.

Quant à l'importance absolue et relative de la produc-

tion des minerais de différente nature, les chiffres suivants pourront en donner une idée fort nette :

En 1872, la production minérale de la Saxe s'est élevée à 50.857 tonnes de minerai préparé, propre au traitement métallurgique, et d'une valeur de 7.925.716 francs, comprenant principalement :

			Valeur en francs.
23.965 tonnes	de minerais	de fer.	519.293
43	—	de bismuth.	493.631
189	—	de nickel et de cobalt.	234.776
104	—	d'étain.	395.706
24.540	—	sulfurés.	6.232.520

On voit, d'après ces chiffres, que les minerais traités aux usines de Freyberg représentent plus des trois quarts de la production métallifère de la Saxe.

On comprend par suite comment, par souci de la prospérité des mines, le gouvernement saxon a établi des usines dont le but principal est d'amener à l'état commercial une aussi grande valeur créée chaque année par l'exploitation des mines.

Les deux usines royales sont naturellement installées dans le voisinage même de Freyberg ; c'est, en effet, ce district minier qui leur fournit la majeure partie des matières à élaborer.

Les 24.540 tonnes de minerais sulfurés, livrés par la Saxe en 1872, se sont réparties de la manière suivante entre les différents districts :

	tonnes.	valeur.
District de Freyberg.	24.510	6.226.284 fr.
— de Marienberg.	3	742 —
— de Schwarzenberg. . . .	27	5,494 —
	24.540	6.232.520 —

Le district d'Altenberg, aujourd'hui très-pauvre, ne figure pas dans la production.

Quant à la nature des minerais livrés aux usines de Frey-

berg, nous en aurons un premier aperçu d'après les chiffres suivants :

Ces minerais tenaient en 1872 :

Or.	47,75 grammes.					
Argent.	24 tonnes	376 kilog.		712,5 grammes.		
Plomb.	4.011	—	405	—	»	—
Cuivre.	57	—	255	—	800	—
Zinc.	171	—	589	—	250	—
Nickel et cobalt.			88	—	50	—
Arsenic.	181	—	422	—	750	—
Soufre.	2.407	—	350	—	250	—

Les nombres précédents n'indiquent pas la teneur exacte des minerais. mais la teneur qui a été payée aux exploitations minières, d'après des tarifs que nous examinerons un peu plus loin.

Le but primordial, la raison d'être des usines de Freyberg, est donc le traitement métallurgique des minerais saxons, et nous trouvons dans ce but lui-même un premier caractère de ce traitement, sa grande variabilité. Rien d'aussi variable, en effet, que les remplissages des filons, à mesure qu'on s'avance en profondeur, et les usines ressentent vivement ces fluctuations dans la nature de la production minière, qui tantôt nécessitent un changement radical dans la méthode, tantôt introduisent des difficultés considérables dans l'application de la formule adoptée et tiennent constamment en éveil l'activité des ingénieurs de Freyberg. Sans vouloir retracer ici les différentes phases du traitement métallurgique à Freyberg, je me bornerai à constater qu'aujourd'hui que le trait caractéristique de la méthode est la fonte plombeuse au four Piltz, on est bien loin de l'ancienne amalgamation saxonne.

Les relations entre les mines et les usines présentent les principaux caractères suivants :

Des tarifs, publiés par l'administration générale des usines (*Ober-Hüttenamt*) règlent les conditions de l'achat. La prise

d'essai, l'estimation de la teneur, se font dans des conditions minutieusement décrites dans le mémoire de M. Carnot (*), et sur lesquelles je ne reviendrai pas, sinon pour dire qu'elles présentent les plus grandes garanties d'exactitude et que leur fidèle exécution contribue à entretenir une confiance réciproque entre les mines et les usines.

Au point de vue de l'achat, les minerais se divisent en deux catégories : les *Tarifmäszige Erze*, c'est-à-dire ceux qui présentent une teneur comprise dans les tarifs et dont l'achat est de droit pour les mines, et les *nicht Tarifmäszige Erze*, dont la teneur est inférieure au minimum fixé par les tarifs; ces derniers sont quelquefois acceptés par les usines, si l'on pense pouvoir les utiliser, et le prix d'achat se règle d'un commun accord.

Enfin, chaque année, la moitié du bénéfice net des usines est distribué aux exploitations minières, et l'autre moitié entre dans les caisses de l'État.

En 1872, les mines ont, comme nous l'avons déjà vu, reçu pour minerais livrés aux usines, la somme de 6.232.520 fr., qui se décompose de la manière suivante :

	francs.
Minerais payés d'après les tarifs.	4.875.197
Teneur en plomb payée en dehors des tarifs.	303.342
— cuivre.	40.119
— zinc.	8.918
— arsenic.	252
Moitié du bénéfice net des usines.	1.004.692
Total.	6.232.520

On voit, d'après ces chiffres, que la proportion dans laquelle on associe les mines au bénéfice net des usines constitue à peu près le sixième de la valeur totale affectée aux minerais.

Depuis longtemps déjà les usines de Freyberg achètent des minerais étrangers, principalement des minerais du

(*) *Annales des mines*, 1864.

nouveau continent, destinés à corriger les défauts des minerais saxons et à traiter ces derniers dans de meilleures conditions. Il est parfaitement sûr que des minerais d'argent, pouvant entretenir dans le lit de fusion une certaine richesse moyenne, des minerais de cuivre purs et riches introduits dans les opérations de concentration des mattes, ne peuvent qu'ajouter à la qualité des produits et à l'économie du traitement, si toutefois on en use dans de justes proportions.

Il suffit, pour se faire une idée de l'importance des minerais étrangers à Freyberg, de comparer la production des usines en 1872 aux nombres donnés plus haut, qui établissent les quantités des différents métaux contenus dans les minerais livrés par les mines de Saxe pendant la même année.

La production des usines a été la suivante en 1872 :

Or.	206kilog.,830						
Argent.	44	tonnes	598	kil.	375	gr.	
Sulfate de cuivre.	1.336	—	086	—	500	—	
Bismuth.	2	—	356	—	595	—	
Speiss.	19	—	345	—	000	—	
Zinc.	356	—	939	—	500	—	
Plomb brut, plomb ouvré et produits plombeux.	4.474	—	167	—	000	—	
Acide sulfurique.	10.632	—	462	—	500	—	
Produits chimiques, tels que sulfate de fer, de soude, etc. . .	636	—	614	—	500	—	
Produits arsenicaux.	790	—	127	—	370	—	

La presque totalité de l'or provient, je ne dirai pas des minerais étrangers, mais des déchets d'orfèvre qui sont passés au traitement.

Sur 44 tonnes d'argent, 20 tonnes sont empruntées aux minerais étrangers, et des 340 tonnes de cuivre métallique contenues dans le vitriol bleu, 40 seulement proviennent des minerais saxons.

Ces chiffres prouvent surabondamment qu'aujourd'hui

les minerais étrangers ne sont plus un accessoire; ils sont traités cependant comme tels; ils dépouillent en arrivant à Freyberg tout ce qu'ils peuvent avoir d'avantageux, soit comme richesse, soit comme pureté, et subissent dans le travail métallurgique tout ce qui est imposé par la nature des minerais saxons généralement pauvres et impurs.

Peut-être a-t-on, à cet égard, légèrement dépassé la limite dans laquelle l'addition de minerais riches et purs est économiquement avantageuse.

J'ai indiqué les deux sources d'où les usines de Freyberg tirent leurs minerais. Il me reste à parler des autres matières premières, nécessaires au traitement.

Les fondants, tels que le sulfate de baryte, le spath fluor, quelques minerais de fer, proviennent des filons de la Saxe.

Le combustible est tiré de plusieurs bassins houillers voisins : les bassins de Zwickau et de Plauen donnent des charbons collants, qui arrivent par le chemin de fer de Dresde à Chemnitz et Zwickau. Le coke provient mi-partie de Plauen, mi-partie de la Silésie.

Enfin je signalerai l'emploi de plus en plus grand des lignites de la Bohême, dans les fours à réverbère.

Quant à la situation et à la disposition des usines, ainsi qu'aux voies de communication, je ne m'y arrêterai pas, renvoyant sur ce point au mémoire de M. Carnot.

Je me contenterai ici d'indiquer la subdivision des usines en diverses parties, se distribuant chacune une portion du traitement, et le nombre des ouvriers employés en 1872 dans chaque subdivision :

Les deux usines de la Mulde et de Halsbrücke comprennent :

	ouvriers.
1. — La fonderie et l'atelier d'extraction du bismuth de la Mulde.	629
2. — La fonderie et la fabrique de sulfate de cuivre de Halsbrücke. . . . . 3. — L'atelier d'extraction de l'or d'Halsbrücke.	408
4. — L'usine à zinc de la Mulde.	28
5. — La fabrique de produits arsenicaux de la Mulde.	36
6. — La fabrique d'acide sulfurique de la Mulde. . .	83
7. — La fabrique — de Halsbrücke.	56
	1.240

Signalons encore la fabrique de produits réfractaires de la Mulde, qui est principalement une annexe de l'usine à zinc, mais qui en même temps fournit des matériaux de construction pour les divers fours, et a permis de faire disparaître à peu près les pierres de gneiss, et de leur substituer avantageusement des briques réfractaires.

J'entre maintenant dans de plus grands détails sur la nature des minerais saxons, qui sert de base à la méthode métallurgique.

Les minerais saxons (*regalische Erze*, par opposition aux minerais étrangers (*nicht regalische Erze*), livrés aux usines royales, se classent de la manière suivante :

1. — Minerais de plomb;
2. — Minerais de cuivre;
3. — Minerais d'arsenic;
4. — Minerais de zinc;
5. — Minerais de soufre;
6. — Minerais d'argent.

Minerais de plomb. — Cette classe comprend tous les minerais dont la teneur en plomb atteint 15 p. 100. Au-dessous de cette limite, le plomb contenu dans les minerais n'est pas payé par les usines.

On divise les *Bleierze* en deux catégories : les *bleiische Erze*, littéralement *minerais plombeux*, qui tiennent de 15

à 30 p. 100 de plomb, et les *Glanze*, ou galènes, dont la teneur est plus élevée et atteint quelquefois 80 p. 100.

La teneur moyenne des *Bleierze* est de 40 p. 100 de plomb et de 150 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Les minerais de plomb présentent, au point de vue de la richesse et de la pureté les plus grandes variations. La même mine, le même filon, fournit des galènes presque pures, tenant 70 à 80 p. 100 de plomb et 150 à 300 grammes d'argent aux 100 kilogrammes, en même temps que des *bleiische Erze*, dont voici la composition moyenne :

Plomb, 15 à 20 p. 100.
Soufre, 30 —
Zinc, 10 —
Arsenic, 7 à 15 —
Argent, 60 grammes aux 100 kilogr.

Les détails dans lesquels je crois utile d'entrer à ce sujet s'appliquent en grande partie aux autres classes de minerais. Ils touchent à la préparation mécanique, qui, à Freyberg plus que partout ailleurs peut-être, exerce une influence dominante sur le traitement métallurgique.

Là, en effet, un grand nombre d'opérations empruntent un caractère particulier à la multiplicité des espèces minérales contenues dans les minerais, et par suite à l'imperfection des procédés actuels de préparation mécanique. Pour n'en citer qu'un exemple, on n'est pas arrivé jusqu'à ce jour à séparer d'une façon satisfaisante la blende des autres sulfures métalliques qu'elle accompagne ; de là de grandes difficultés, depuis longtemps à l'étude, sans qu'on ait encore pu les résoudre victorieusement ; de là ce problème de la dézincification (*Entzinckung*) des minerais, constamment à l'ordre du jour, sujet de nombreuses expériences, et dont la solution échappe sans cesse.

La nature des impuretés qui accompagnent la galène varie avec la composition des différentes formations filonniennes

qui se sont développées dans le champ de fracture de Freyberg. On se fera une idée du degré de complexité que l'on peut rencontrer dans les *Bleirze*, si l'on considère que la formation appelée par les mineurs de Freyberg *kies-blendige-Bleiformation*, dominante dans l'important district d'Himmelfahrt, présente, associées en proportion comparable, les espèces minérales suivantes : galène, pyrite de fer, pyrite de cuivre, mispickel, blende, sans compter le quartz et les différents spaths. On retrouvera nécessairement dans les minerais livrés par ce district, surtout dans les minerais provenant du lavage, le reflet de cette complexité des filons.

Quant au degré de richesse auquel on peut amener les minerais, dans l'état actuel de la préparation mécanique, nous avous vu qu'il est aussi très-variable : il oscille entre 15 et 80 p. 100 de plomb, 60 et 300 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

En dehors des causes qui limitent ordinairement la préparation mécanique, telles que les pertes en métaux et les frais spéciaux des opérations successives, l'enrichissement des minerais subit à Freyberg deux influences principales, qui trouvent leur origine, d'une part dans le mode de distribution et d'association dans le filon des différents minéraux constitutifs de la formation, d'autre part dans la nature minéralogique des gangues qui accompagnent la galène.

Il arrive en effet que tantôt chaque espèce constitue des masses plus ou moins importantes, nettement dessinées dans l'ensemble et pouvant se séparer par le cassage, et que tantôt au contraire les différents minéraux sont finement disséminés dans une pâte de composition complexe. Dans le premier cas, la préparation mécanique que l'on pourrait appeler *par voie sèche* (*trockene Aufbereitung*), c'est-à-dire le triage à la main et le cassage, sont très-efficaces; il en résulte une forte proportion de *Glanze*, riches

et purs. Dans le second, il faut avoir recours au bocardage et au lavage (*nasse Aufbereitung*), procédé de séparation beaucoup moins parfait, et qui donne naissance aux *bleiische Erze.*

A Himmelfahrt, par exemple, les filons, par suite de réouvertures, de dislocations et de remplissages successifs, opérant sur les espèces minérales déjà déposées un cassage puissant, et empâtant les morceaux dans une nouvelle venue, donnent un ensemble se rapprochant assez de la texture bréchiforme. Un premier triage se fait au front de taille et donne les galènes pures dont j'ai parlé plus haut, tenant jusqu'à 80 p. 100 de plomb. Un second produit de ce triage, le *Scheideerz*, est cassé au jour et il en résulte encore des *Glanze* de même composition, en même temps que des blendes, des pyrites de fer, des mispickel, assez purs aussi pour être immédiatement livrés à l'usine.

Quand on a séparé autant que possible les différentes espèces par un cassage fait avec soin, il reste des morceaux de minerais rentrant dans la deuxième catégorie, où les minéraux sont disséminés en particules plus petites (*Walzerz*), parfois en mouches (*Pöchgänge, Geringegänge*). Il faut alors recourir au criblage à la cuve (*Setzprocesz*) ou au lavage sur des tables à secousses. On obtient encore ici des *Glanze*, mais ils sont plus pauvres que les précédents : leur teneur en plomb varie entre 40 et 60 p. 100. C'est dans cette seconde partie de la préparation mécanique qu'apparaissent pour la première fois les *bleiische Erze;* c'est là qu'on peut surtout constater l'influence, que j'ai déjà signalée, de la nature minéralogique des gangues. Il est évident en effet que le quartz et les spaths permettront un enrichissement beaucoup plus rapide que les gangues métalliques, et, dans le cas des mines de Himmelfahrt, où l'on se trouve en présence d'espèces minérales nombreuses, et présentant seulement de légères différences de densité, on obtiendra surtout les *bleiische Erze* pauvres et de com-

position complexe, dont j'ai donné un exemple plus haut.

En résumé, la distinction des *bleierze* suivant leur teneur en *Glanze* et en *Bleiische Erze* correspond à une différence essentielle dans le travail mécanique subi par les minerais. Le cassage ne donne que des *Glanze ;* tous les *bleiische Erze* proviennent du lavage.

Ces conclusions s'appliquent aussi aux autres minerais, surtout aux minerais de zinc, d'arsenic et de soufre. On y trouve aussi des produits riches provenant du cassage, et des minerais lavés généralement pauvres, ensembles complexes de nombreux minéraux, qui ne constituent une classe particulière de minerais que par la prédominance de l'une des espèces.

D'ailleurs les minerais riches et pauvres étant passés en même temps à la fonte plombeuse, il en résulte que le lit de fusion présente, comme l'un de ses caractères essentiels, un ensemble, en diverses proportions, de toutes les espèces minérales connues à Freyberg.

Pour terminer ce qui est relatif aux minerais de plomb, j'ajouterai que la proportion des *Bleierze* livrés aux usines atteint presque 50 p. 100 de la masse totale des minerais.

Je n'insisterai pas sur les tarifs réglant le prix d'achat des minerais. Je me bornerai à remarquer qu'ils doivent présenter le double caractère suivant : en premier lieu ils doivent être calculés d'après les frais du traitement, croissant avec la pauvreté des minerais ; en second lieu il ne faut pas que l'exploitant de mines ait intérêt à livrer des minerais pauvres, que la préparation mécanique pourrait encore avantageusement enrichir.

Ces tarifs sont basés sur un cours du plomb, de 45 francs aux 100 kilogrammes.

Minerais de cuivre. — On comprend dans cette classe tous les minerais qui contiennent au moins 1 p. 100 de cuivre. Ce métal n'est pas payé par les usines au-dessous de cette limite.

La teneur des minerais de cuivre s'élève parfois à 10 p. 100; généralement elle ne dépasse pas 3 p. 100.

Leur composition est variable. Les pyrites de cuivre de Himmelfahrt, provenant du cassage, tiennent :

Cuivre.	1 à 3 p. 100
Soufre.	30 à 35 p. 100
Argent.	20 à 45 grammes aux 100 kilog.

D'autres minerais du même district, provenant du criblage à la cuve, sont plus pauvres et présentent une composition plus complexe. En voici deux exemples :

Cuivre.	1	1 p. 100
Plomb.	4	5 —
Zinc.	15 à 18	11 à 12 —
Soufre.	25	30 —
Argent	30 grammes. .	35 gr. aux 100 kilog.

Ces derniers minerais, désignés sous le nom de *kiesblendige Erze*, sont principalement constitués par un mélange de pyrite de fer, de pyrite de cuivre et de blende. Ces trois espèces minérales ne présentant que de très-légères différences de densité, leur séparation plus complète n'est pas possible actuellement.

La proportion des minerais de cuivre livrés aux usines est très-faible. Elle est au plus de 1 p. 100 de la totalité des minerais.

Minerais d'arsenic. — Ce sont des pyrites arsenicales, tenant au moins 10 p. 100 d'arsenic; d'ailleurs leur teneur ne dépasse jamais 40 p. 100; elles sont argentifères.

Les pyrites arsenicales provenant du cassage, à Himmelfahrt, tiennent 20 à 35 p. 100 d'arsenic et 10 à 15 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Ces minerais sont traités à la fabrique de produits arsenicaux.

Minerais de zinc. — Ce sont les blendes noires de Frey-

berg ; elles tiennent de 30 à 40 p. 100 de zinc et sont argentifères.

Les blendes d'Himmelfahrt, produits du cassage, tiennent 30 à 40 p. 100 de zinc, 1 de cuivre et 10 à 45 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Le zinc n'est pas payé quand les minerais tiennent 5 p. 100 de plomb.

Minerais de soufre. — Appartiennent à cette catégorie tous les minerais dont la teneur en soufre est supérieure à 20 p. 100. La grande majorité des minerais de cuivre et de zinc sont donc aussi des minerais de soufre ; mais ces derniers sont surtout constitués par des pyrites de fer argentifères.

Les pyrites obtenues au cassage, à Himmelfahrt, tiennent 30 à 35 p. 100 de soufre et 10 à 35 grammes d'argent à la tonne.

Minerais d'argent. — Presque tous les minerais livrés par la Saxe aux usines de Freyberg rentrent dans la catégorie des minerais d'argent. Il suffit qu'ils contiennent 10 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

On distingue les minerais d'argent en *Kiesige* et *Quarzig-Kiesige*, suivant que la teneur en soufre est supérieure ou inférieure à 20 p. 100.

La majeure partie de l'argent contenu dans les minerais appartient à des espèces minérales de l'argent, que l'on rencontre parfois en assez grande abondance dans certains croisements de filons, particulièrement dans les croisements des filons de galène et des filons barytiques.

Un des principaux caractères des minerais saxons actuels consiste dans la pauvreté des galènes et dans l'abondance de la blende. Il en résulte une véritable difficulté pour le traitement métallurgique, les usines se trouvant en présence de minerais (les *kiesigblendige Erze*) dont la composition oscille autour des nombres suivants :

Zinc.	17 à 29 p. 100
Cuivre.	1 à 2 —
Plomb.	4 à 5 —
Argent.	150 à 450 gr. aux 100 kilog.

Il ne faut guère compter sur les progrès de la préparation mécanique pour avoir des produits moins zincifères. Certes les exploitations minières de Freyberg ne sont pas outillées à ce point de vue aussi bien qu'il serait à désirer; mais, quand même on introduirait en Saxe les appareils les mieux perfectionnés, il est à douter, vu la nature même du problème, que le résultat soit pleinement satisfaisant. D'ailleurs les plus grands encouragements ont été donnés aux mines; l'administration générale des usines à créé une usine à zinc, de façon à pouvoir acheter à des prix raisonnables et traiter avec profit des minerais tenant 30 p. 100 de zinc. Je crois que l'installation de cette usine n'a peut-être pas produit à cet égard les résultats qu'on pouvait en attendre.

L'embarras reste donc pour les usines. Les minerais dont il vient d'être question ne sauraient être envoyés à l'usine à zinc; les mouffles n'y résisteraient pas. D'un autre côté, passés à la fonte plombeuse, ils introduisent une grande proportion de zinc dans le lit de fusion, et il en résulte des difficultés sérieuses, aux quelles on a de tout temps cherché à échapper. Je dirai ici, pour n'y plus revenir, que le problème de la dézincification des minerais n'a pas encore reçu de solution satisfaisante. Les derniers essais faits dans cette voie sont décrits dans le journal de Carnall (t. XVIII). Les minerais blendeux grillés étaient fondus au réverbère avec addition de menu coke. On a dû abandonner ce procédé, l'oxyde de zinc résultant de l'opération n'ayant pas une valeur vénale suffisante pour couvrir les frais du traitement. Voilà où en est la question aujourd'hui.

Au point de vue des tarifs, les minerais tenant de 13 à 29 p. 100 de zinc subissent une réduction de prix de 30 p. 100.

Minerais étrangers. — Les minerais étrangers présentent la plus grande variété de richesse et de composition. La seule condition qu'on leur impose est de tenir moins de 5 p. 100 de zinc; les tarifs ne font d'ailleurs nul cas de leur composition minéralogique.

Une particularité intéressante de ces tarifs consiste dans la division des minerais de cuivre en deux catégories, suivant qu'ils sont ou non argentifères. Les minerais argentifères sont, à teneur égale en cuivre, mieux payés, sans tenir compte de la valeur affectée à l'argent, que les minerais non argentifères. Ils sont en effet plus appropriés au traitement de Freyberg, où le cuivre est livré à l'état commercial à l'état de vitriol bleu.

Après avoir exposé la nature des différents minerais traités à Freyberg, je vais aborder la description du traitement métallurgique.

La présente note sera divisée en deux sections :

Dans la première, je décrirai le travail des minerais pour plomb d'œuvre et matte cuivreuse concentrée, propre à la désargentation.

Dans la seconde, j'exposerai le traitement du plomb d'œuvre, pour plomb marchand, argent, or, bismuth, alliages de plomb et d'antimoine, de plomb et d'étain.

Ici se placerait naturellement, dans une troisième section, la désargentation des mattes; mais comme ce travail a été décrit par M. Carnot et qu'il est resté identiquement le même depuis 1864, je le passerai sous silence.

Alors, dans la troisième section, j'étudierai très-succinctement les annexes de la fonderie : à savoir la fabrique d'acide sulfurique, la fabrique de produits arsenicaux et l'usine à zinc.

SECTION PREMIÈRE.

Travail des minerais pour plomb d'œuvre et matte cuivreuse concentrée.

Cette section comprendra les opérations suivantes :

Opération A. — Grillage des minerais.
Opération B. — Fonte réductive pour plomb d'œuvre, matte 1re plombeuse et scories riches.
Opération C. — Grillage de la matte 1re plombeuse.
Opération D. — Fonte réductive et de concentration de la matte 1re grillée et des scories riches, pour plomb d'œuvre, matte 2e plombeuse et scories pauvres.
Opération E. — Grillage de la matte 2e.
Opération F. — Fonte réductive et de concentration de la matte 2e grillée et des scories riches, pour plomb d'œuvre, matte 3e cuivreuse et scories pauvres.
Opération G. — Grillage de la matte 3e cuivreuse.
Opération H. — Concentration de la matte 3e grillée pour matte 4e et scories cuivreuses.
Opération K. — Grillage de la matte 4e.
Opération L. — Concentration de la matte 4e grillée pour matte 5e concentrée et scories cuivreuses.

Opération A. — Grillage des minerais.

Le grillage des minerais à Freyberg présente deux traits caractéristiques :

D'une part, on cherche à recueillir et à utiliser autant que possible l'acide sulfureux, en même temps que l'on évite la diffusion dans l'atmosphère de vapeurs malsaines aux ouvriers et à la végétation environnante. Comme conséquence immédiate, le grillage en tas a été complétement abandonné, et les stalles ne sont plus utilisées que pour donner aux mattes un second et un troisième feu. On a substitué à ces procédés primitifs le grillage dans des fours

à cuve spéciaux, propres à recueillir l'acide sulfureux : les Kilns pour les minerais en morceaux, les Gerstenhöfer pour les schlichs.

D'autre part, ce grillage préliminaire ne saurait s'appliquer à toutes les natures de minerais traités à l'usine, et de plus il laisse subsister dans les produits qu'on lui soumet une proportion de soufre pouvant atteindre 12 p. 100. A ce double point de vue, il est insuffisant. La quantité de soufre que doit contenir le lit de fusion se détermine par les deux considérations suivantes : elle doit être assez grande pour la formation de la matte, et d'un autre côté il faut la réduire autant que possible à cause de la présence du zinc en forte proportion dans les minerais. On sait en effet qu'au point de vue de la fonte plombeuse, ce métal est moins nuisible à l'état d'oxyde qu'à l'état de sulfure, parce qu'on peut alors l'éliminer plus facilement dans les scories. A Freyberg, vu la petite quantité de minerais de cuivre livrés par la Saxe, le travail se fait dans de bonnes conditions avec 2 p. 100 de soufre dans le lit de fusion.

On complète donc l'oxydation dans des fours à réverbère, où les minerais déjà partiellement grillés à la fabrique d'acide sulfurique sont mélangés aux minerais crus qui ne pourraient être passés avantageusement aux Kilns ou aux Gerstenhöfer, tels que les *Glanze*. Là le grillage est poussé très-loin : on va jusqu'à l'agglomération.

En résumé, les minerais subissent deux grillages dans des conditions essentiellement différentes : dans le premier, on a surtout en vue l'utilisation de l'acide sulfureux ; dans le second, on se propose une oxydation presque complète.

Après ces généralités, je passe à l'étude des différents procédés de grillage.

Grillage aux Kilns et aux Gerstenhöfer.

Les Kilns et les Gerstenhöfer appartiennent à la fabrique d'acide sulfurique; ils s'y rattachent naturellement, en ce sens que ce sont des générateurs d'acide sulfureux. Mais, d'un autre côté, c'est dans les Kilns que se forme en grande partie un élément essentiel du lit de fusion, les matières ferrugineuses oxydées, et leur étude appartient à ce titre à celle de la fonte plombeuse. D'ailleurs, placer ici leur description, c'est suivre l'ordre dans lequel se succèdent les diverses opérations.

On exige à Freyberg des minerais et des produits intermédiaires que l'on passe aux Kilns et aux Gerstenhöfer les conditions suivantes :

1° Leur teneur en soufre doit être supérieure à 20 p. 100; il ne serait pas possible, au-dessous de cette limite, de les traiter avantageusement comme minerais de soufre, car le grillage est loin d'être complet, ainsi qu'il a été déjà dit, et la proportion de soufre restante atteint jusqu'à 10 p. 100 dans les Kilns et 12 p. 100 dans les Gerstenhöfer.

2° Ils ne doivent pas avoir trop de tendance à l'agglomération ; c'est un obstacle radical au progrès de l'oxydation et au travail.

A ce double point de vue déjà, les *Glanze* ne peuvent subir ce grillage préalable ; il en résulte que les usines, en vue du travail au réverbère, exigent la livraison des *Glanze* à l'état de schlichs, tandis qu'ils sont en grande partie obtenus à la mine en morceaux par un simple cassage. Les propriétaires de mines sont ainsi tenus à un bocardage qui, au contraire des opérations habituelles de la préparation mécanique, n'est d'aucune utilité pour la richesse et la pureté des minerais.

Les *bleiische Erze*, au contraire, proviennent surtout du lavage; ils se trouvent naturellement à l'état de schlichs. Ils sont par suite destinés aux Gerstenhöfer ; néanmoins,

on n'admet à ce travail, conformément aux deux conditions énoncées plus haut, que les *bleïische Erze* tenant au moins 20 p. 100 de soufre et au plus 25 p. 100 de plomb. Cette teneur en plomb représente alors numériquement le degré de fusibilité que ne sauraient dépasser les minerais passés aux Kilns et aux Gerstenhöfer.

3° Enfin, pour que le grillage donne des résultats satisfaisants, les minerais ne doivent pas contenir une proportion trop forte de blende ; il se forme en effet tout d'abord du sulfate de zinc, lequel n'est pas décomposé ultérieurement par un coup de feu, comme il arrive au réverbère. Le grillage des blendes en morceaux dans les Kilns se fait encore avantageusement ; mais les minerais blendeux en schlichs (*kiesigblendige Erze*) se grillent très-difficilement et très-imparfaitement dans les Gerstenhöfer, où ils sont, il est vrai, moins longtemps exposés au feu que dans les Kilns.

Voici maintenant l'énumération des différents minerais et produits intermédiaires grillés aux Kilns et aux Gerstenhöfer.

Aux Kilns. — 1. Les *Stuffkiese*, ou pyrites de fer en morceaux ; elles appartiennent à la classe des minerais de soufre et contiennent par conséquent au moins 20 p. 100 de soufre.

2. Les *Stuffblende* ou blendes en morceaux ; elles contiennent en moyenne 30 p. 100 de soufre.

3. Les *Bleisteine*, ou mattes plombeuses provenant du travail des minerais ou des scories. Elles sont préalablement cassées en morceaux de la grosseur d'une noix ; nous verrons plus loin leur composition, différente suivant leur provenance.

4. Les *Abbrände :* on appelle ainsi des résidus de la distillation de minerais d'arsenic, à la fabrique de produits arsenicaux.

Les *Stuffkiese*, les *Abbrände* et une partie des *Bleisteine*

vont à la fonte plombeuse; une autre partie des *Bleisteine* est destinée aux opérations de concentration; enfin les *Stuffblende* sont traitées ultérieurement à l'usine à zinc.

Les Gerstenhöfer reçoivent les produits en schlichs suivants :

1. Les *bleiische Erze* contenant plus de 20 p. 100 de soufre et moins de 25 p. 100 de plomb.

2. Les *blendigkiesige Erze*, contenant au moins 20 p. 100 de soufre. J'ai donné deux exemples de leur composition au paragraphe des minerais de cuivre.

3. Les menus *Abbrände* de la fabrique de produits arsenicaux.

Tous ces produits sont destinés à la fonte plombeuse.

Kilns. — Les Kilns sont d'une construction fort simple; ce sont des fours à cuve de la forme d'un parallélipipède rectangle. A la partie inférieure, une grille légèrement en forme de dos d'âne; sur la plate-forme supérieure une trémie en tôle pour le chargement.

Les dimensions de la section intérieure sont environ 2 mètres sur $1^m,50$; la hauteur depuis la grille jusqu'au gueulard est de 3 mètres.

Tous les Kilns sont construits dans un même massif de maçonnerie et disposés sur une seule ligne; les deux longues faces de ce massif, d'un accès libre, sont les faces de travail. Les dimensions de ces fours, successivement agrandis, ont conduit à travailler des deux côtés.

Un four présente, sur chaque long côté du massif, quatre ouvertures de travail rectangulaires, disposées les unes au-dessus des autres. Ces ouvertures permettent de détacher des parois au moyen d'un ringard les fragments de minerais qui s'y accollent et de faciliter la descente de la charge, qui s'agglomère toujours un peu. On fait sortir le minerai grillé par l'ouverture inférieure, située immédiatement au-dessus de la grille.

Les ouvertures que présentent les Kilns sont généralement fermées pendant le travail.

Une fois le four porté au rouge, la combustion des pyrites l'entretient à cette température, et il n'est plus besoin de combustible.

On passe dans chaque four par 24 heures, 1 tonne et demie à 2 tonnes de minerai.

La proportion de soufre restante varie de 7 à 10 p. 100.

Gerstenhöfer. — Ces fours sont aussi désignés à l'usine sous le nom de *Schüttöfen.*

Je ne donnerai pas ici leur description, que l'on trouverait détaillée dans la *Métallurgie générale de M. Bruno-Kerl.*

Je me contenterai de dire que l'on grille dans chaque four, par 24 heures, 5 tonnes de minerais.

La proportion de soufre restante atteint 12 p. 100 et même plus dans les minerais les plus difficiles à griller, les *kiesigblendige Erze*, par exemple.

Les gaz qui s'échappent des Kilns et des Gerstenhöfer tiennent environ 5 p. 100 d'acide sulfureux en volume. Ils sont conduits aux chambres de plomb par des canaux et des chambres de condensation, où se dépose l'acide arsénieux.

Le principe de l'utilisation des vapeurs sulfureuses à la fabrication de l'acide sulfurique était déjà connu et mis en pratique à Freyberg, lors du voyage de M. Carnot, mais il n'était pas appliqué aussi largement qu'aujourd'hui. Par exemple, les Gerstenhöfer n'existaient pas encore et les minerais en schlichs ne passaient qu'au réverbère.

Actuellement les deux usines de la Mulde et de Halsbrücke possèdent 28 Kilns et 18 Gerstenhöfer; 8 chambres de condensation, d'une capacité totale de 2.800 mètres cubes environ, servent à recueillir l'acide arsénieux impur qui est traité ultérieurement à la fabrique de produits arsenicaux. 40 p. 100 environ des minerais subissent ce premier gril-

lage. C'est là certainement un pas important vers la solution du problème de la condensation des fumées, question si intéressante au double point de vue de l'économie et de la salubrité.

Formation de la Beschickung.

Avant de passer au grillage dans les fours à réverbère, on procède à une opération désignée à Freyberg sous le nom de *Beschickung*. C'est l'association et le mélange en proportions convenables des différents minerais et de certains produits intermédiaires qui doivent passer à la fonte plombeuse. Ce n'est pas, à proprement parler, la composition du lit de fusion ; car la *Bleierzbeschickung* n'en est que l'un des éléments, et celui-ci comprend en outre des scories, de la matte, de la castine, etc. Mais ces matières, qui ne subissent pas le grillage dans les fours à réverbère, sont plutôt des additions à divers titres, comme fondants, par exemple, tandis que la *Beschickung* constitue le minerai de plomb, de cuivre et d'argent.

Dans ce mélange entrent tous les minerais saxons livrés à l'usine, sauf les minerais d'arsenic et les minerais de zinc.

Une partie est déjà grillée aux Kilns et aux Gerstenhöfer; l'autre portion, composée principalement des *Glanze*, est crue.

Aux minerais proprement dits viennent s'adjoindre des produits secondaires, en raison de leur teneur en plomb et en argent. Ils proviennent principalement du traitement des minerais de zinc et d'arsenic, minerais qui contiennent toujours du plomb et de l'argent, quelquefois du cuivre. Ce sont les *Rückstände* de l'usine à zinc, ou résidus de la distillation dans les mouffles des blendes grillées; ce sont les *Abbrände* de la fabrique de produits arsenicaux, qui proviennent également de la distillation de minerais d'arsenic. De sorte que, en résumé, tous les minerais livrés à l'usine, même ceux de zinc et d'arsenic, passent à la fonte plom-

beuse, les uns sans qu'ils aient subi d'autre travail préalable que le grillage, les autres après avoir été débarrassés de leur zinc et de leur arsenic, qu'ils contenaient en trop forte proportion pour le traitement, et que l'on utilise sous diverses formes, de même que l'on utilise l'acide sulfureux provenant du grillage. L'usine à zinc et la fabrique de produits arsenicaux sont donc des annexes indispensables de la fonderie, au même titre que la fabrique d'acide sulfurique.

Aux produits intermédiaires déjà mentionnés, j'ajouterai encore les poussières arsenicales recueillies dans les différentes chambres de condensation, quand leur teneur en acide arsénieux est inférieure à 25 p. 100, et nous connaîtrons ainsi les principaux éléments de la *Beschickung.*

Tous ces minerais et produits sont essayés à l'usine ; on y dose les métaux utiles, tels que le plomb, le cuivre, l'argent, et souvent aussi les principes nuisibles, tels que le zinc. Ce sont ces essais qui servent de base à l'association des minerais.

En raison de l'importance de l'opération, le *Hüttenmeister* lui-même y est préposé.

Son premier soin doit être de former un mélange de composition sensiblement constante, et de concilier ainsi les exigences du traitement avec la nature et la richesse très-variables des minerais livrés tous les jours par les mines de Freyberg.

Quant aux chiffres auxquels on s'est arrêté pour la teneur en différents métaux de la *Beschickung*, ils ont été dictés à la fois par la richesse moyenne des minerais de Freyberg et par les difficultés de la fonte plombeuse.

On cherche surtout à réunir les conditions moyennes suivantes :

1° Une teneur en plomb de 20 à 25 p. 100; l'expérience a montré que telle était, depuis plusieurs années, la teneur moyenne des minerais et produits dont on dispose. D'ail-

leurs cette proportion de 20 à 25 p. 100 de plomb est suffisante pour servir de véhicule à l'argent.

2° Une teneur en zinc de 10 p. 100 au maximum; au-dessus de cette limite, la séparation nette des mattes et des scories n'est plus possible, par suite de leur viscosité.

3° Une teneur en silice de 20 à 25 p. 100; elle répond au besoin d'avoir des scories protosilicatées.

La teneur en cuivre est plus variable; sa constance est d'ailleurs moins importante dans la *Beschickung*, car on fait au four à cuve des additions de minerais de cuivre riches.

La teneur en argent est généralement comprise entre 100 et 150 grammes aux 100 kilogrammes. Mais cela résulte plutôt naturellement de la teneur moyenne des minerais saxons que d'une condition que l'on s'impose. Car cette teneur est considérablement modifiée par des additions ultérieures de minerais riches étrangers, et d'ailleurs on se propose d'obtenir des plombs d'œuvre de teneurs diverses en argent, pour alimenter toutes les chaudières de l'atelier de pattinsonnage.

Pour vérifier si l'on a rempli les conditions précédemment énoncées, tous les mélanges faits d'après les livres d'analyse de l'usine sont essayés au laboratoire pour argent, plomb, cuivre, zinc et silice.

Voici deux exemples de ces essais :

		ARGENT aux 100 kilog.	PLOMB p. 100.	CUIVRE p. 100.	ZINC p. 100.	SILICE p. 100.
		gram.				
N° I.	Avant grillage.	75	22	2,5	»	»
	Après grillage.	67	21	2,5	10	27
N° II.	Avant grillage.	100	25	5,5	8	14
	Après grillage.	102	22	5,4	10	20,7

Ces deux exemples montrent jusqu'à quel degré de pauvreté peuvent descendre les minerais saxons, et donnent en

même temps la mesure des perfectionnements introduits dans le traitement à Freyberg, où l'on est arrivé à passer couramment à la fonte plombeuse des minerais tenant 67 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

La teneur en soufre, qui a également son importance, est déterminée bien plutôt par le travail au réverbère que par la proportion de soufre contenue avant le grillage dans le minerai. J'ai déjà dit qu'elle est de 2 p. 100 environ après grillage.

Le fer, élément essentiel du lit de fusion, n'est pas dosé. A ce sujet il faut ici remarquer qu'actuellement on passe autant de pyrites que possible avec les minerais de plomb; on y ajoute même quelquefois des minerais de fer.

Le mélange des minerais se fait toujours sur de grandes quantités. Il comprend au moins 150 tonnes de matière.

Voici deux exemples de Beschickung :

	N° 1.		N° 2.	
	Tonnes.	P. 100.	Tonnes.	P. 100.
Galène (*Bleiglanz*)	113.383	41,00	68.490	37,20
Minerai plombeux (*bleiisches Erz*)	20.650	7,47	20.260	11,00
Minerai pyriteux (*kiesiges Erz*)	119.837	43,33	74.496	40,46
Minerai quartzo-pyriteux (*quarzig-kiesiges Erz*)	12.450	4,50	8.851	4,81
Minerai quartzeux (*quarziges Erz*)	4.417	1,60	12.025	6,53
Résidus de l'usine à zinc (*Rückstände*)	5.815	2,10	»	»
Total	276.552	100,00	184.122	100,00

On voit que la proportion des galènes est sensiblement la même que celle des minerais pyriteux; ils entrent chacun pour 40 p. 100 environ dans la *Beschickung*; les minerais plombeux y entrent pour 10 p. 100 environ.

Le mélange n° 1 tenait 23 p. 100 de plomb et 7,9 p. 100 de zinc; le n° 2, 20,7 p. 100 de plomb et 7.7 de zinc. Ces chiffres résultent de l'essai fait après grillage.

La proportion des minerais crus et des minerais déjà partiellement grillés était la suivante :

	MINERAI cru.	MINERAI grillé à la fabrique de So^3.	MINERAI grillé à l'usine à zinc.
N° 1.	53,88	44,03	2,09
N° 2.	60,73	39,27	»

Le mélange se réalise pratiquement de la manière suivante : Les minerais désignés par le *Hüttenmeister* sont transportés dans des brouettes, du magasin (*Erz-Haus*) à l'atelier, dans lequel se fait le mélange (*Beschickung-Haus*). Là ils sont étendus les uns au-dessus des autres en couches horizontales, et l'on construit ainsi un immense tas de forme parallélipipédique. On découpe ensuite ce tas à la pelle par tranches verticales, et l'on fait de nouveaux tas plus petits de forme conique ; c'est-à-dire que le minerai en sable, jeté à la pelle, s'accumule lui-même sous cette forme ; chaque portion qui tombe sur le tas coule le long de la surface extérieure, et l'on obtient ainsi un mélange parfait.

Le minerai est ensuite conduit à l'atelier de grillage.

Grillage dans les fours à réverbère.

Les fours à réverbère employés au grillage des minerais sont à deux longues soles superposées. Ils sont désignés à Freyberg sous le nom de *Sinterröstöfen*, dénomination tirée de cette circonstance que le grillage est poussé jusqu'à l'agglomération.

On les divise en deux catégories : les *dreitheilige Sinterröstöfen*, et les *zweitheilige Sinterröstöfen*, ce que l'on peut traduire ainsi : fours à trois postes de minerai par sole, et fours à deux postes. Cette distinction n'a trait qu'aux dimensions ; la disposition des fours, les circonstances générales du travail sont les mêmes.

D'ailleurs les fours à deux postes tendent à disparaître et je n'en parlerai guère que pour mémoire.

Fours de grillage à trois postes.

Les deux soles ont une largeur commune de $2^m,26$ (8'). Leurs longueurs respectives sont :

Pour la sole inférieure.	$10^m,47$ (37')
Pour la sole supérieure.	11 ,60 (41')

Je mentionne encore ici les quelques chiffres suivants :

Hauteur du pont au-dessus de la sole. . . .	$0^m,12$ (5")
Hauteur du pont au-dessus de la grille. . .	0 ,21 (9")
Hauteur du laboratoire inférieur.	0 ,57 (2')
Hauteur du laboratoire supérieur.	0 ,50 (1' 9")

Le pont a une largeur de $0^m,85$ (3'); il est creux et donne passage à un courant d'air.

La sole supérieure laisse, à l'extrémité du four opposée à la chauffe, une ouverture en forme de fente, large de $0^m,28$ (1'), par laquelle les gaz de la combustion et du grillage passent de la sole inférieure sur la supérieure. En outre, la seconde sole est encore en communication avec la première par une ouverture carrée, située vers son extrémité, ordinairement fermée par une plaque de tôle, et qui sert à faire tomber le minerai sur la sole inférieure. Cette ouverture a un côté de $0^m,28$ (1').

Le rampant aboutit à un canal vertical descendant, qui conduit les gaz par de longs canaux et des chambres de condensation jusqu'à la cheminée d'appel, dont la hauteur est de $42^m,45$ (150').

Les ouvertures de travail sont au nombre de 7 de chaque côté pour la sole inférieure; et de 7 également, mais d'un seul côté, pour la sole supérieure. Cette différence s'explique d'elle-même par la nécessité d'un râblage très-actif dans les dernières périodes du grillage et par la grande largeur de la sole.

Chaque four est desservi par 8 ouvriers, qui font des postes de 12 heures.

Travail. — Le travail est continu dans les fours à réverbère. Il faut concevoir chacune des soles divisée perpendiculairement à sa longueur en trois parties; c'est de là que vient la dénomination de ***dreitheilige Sinterröstöfen.*** Sur chaque tiers, un même poids de minerai, ce qu'on appelle le ***Post***, est soumis à l'action oxydante. Le four renferme donc constamment, à des degrés de grillage différents, six charges, qui occupent successivement chacune des six parties du four et vont ainsi du rampant jusqu'au pont. Toutes les trois heures on décharge un poste de minerai, on fait avancer les cinq autres d'un rang, et l'on en introduit un nouveau sur la sole supérieure.

La charge, qui est de 1.400 kilogrammes, est d'abord étendue sur la plate-forme supérieure du four, qui forme ainsi une aire de séchage. Elle y séjourne trois heures environ avant d'être chargée par la trémie sur le premier tiers de la sole supérieure, où elle forme une couche de 3 à 4 centimètres d'épaisseur.

C'est sur le dernier tiers de la sole inférieure, près du pont, que se fait l'agglomération. Quand on arrive à cette période du travail, le grillage est certainement terminé en tant qu'oxydation, mais il s'y continue en tant que désulfuration, par suite de la décomposition des sulfates par la silice.

La charge que l'on sort du four par la porte de travail la plus voisine du pont, tombe dans un wagonnet en fer, dans lequel on la laisse refroidir. Elle est ensuite cassée en morceaux de la grosseur du poing et conduite à la fonte plombeuse.

En résumé, le minerai reste 18 heures dans le four, qui en renferme toujours 8.400 kilog. On peut donc griller par 24 heures 11.200 kilogrammes.

Produits et consommations. — Le minerai grillé n'est pas complétement fondu; il est légèrement poreux, circonstance favorable sans doute à une réduction facile, surtout quand

on se propose, comme à Freyberg, une marche rapide au four à cuve. Comme contre-partie, la décomposition des sulfates n'est pas aussi complète que si l'on avait poussé jusqu'à la fusion. J'ai déjà dit, d'après M. le Hüttenmeister Merbach, que la teneur en soufre du minerai grillé est de 2 p. 100 environ, si le travail est bien conduit.

Comme produit secondaire, nous avons les poussières arsenicales, qui se déposent dans les chambres de condensation, interposées sur le trajet des gaz. Leur proportion est d'environ 3 p. 100 du minerai grillé. Elles sont destinées à la fonte plombeuse, quand elles contiennent moins de 25 p. 100 d'acide arsénieux; dans le cas contraire, elles vont directement à la fabrique de produits arsenicaux.

La main-d'œuvre est de $1^{\text{journée}},70$ par tonne de minerai. La consommation de combustible, rapportée à la même unité, est de 220 kilogrammes environ.

Fours de grillage à deux postes.

Ils sont construits sur le même type que les précédents. La principale différence consiste en ce que la largeur du four est notablement réduite. Elle s'abaisse ici à $1^{m},56$ (5′ 6″).

Comme conséquence, les ouvertures de travail sont situées sur un seul côté du four.

Il n'y a jamais que quatre charges dans le four, deux sur chaque sole. La charge est de 800 kilogrammes; elle reste 12 heures dans le four, qui renferme toujours $3^{t},2$ de minerai à différents degrés d'oxydation. On peut donc griller $6^{t},4$ en 24 heures.

Le four est desservi par 5 ouvriers.

La main-d'œuvre, par tonne de minerai, est d'environ $1^{\text{journée}},90$. La consommation de combustible est de 340 kilogrammes.

Par ce qui précède, on voit que la production du four à

deux postes est moindre que celle du four à trois postes, et qu'en même temps les consommations sont plus élevées. Ces raisons suffisent pour le faire abandonner.

Les deux usines de la Mulde et de Halsbrücke possèdent huit fours de grillage à trois postes et deux fours à deux postes.

Le développement des canaux et chambres de condensation est de 4.260 mètres cubes; la section de ces appareils est calculée de manière à diminuer, dans une proportion notable, la vitesse du courant gazeux et à permettre un dépôt aussi complet que possible de l'acide arsénieux et des matières en suspension.

Opération B. — Fonte plombeuse.

La fonte plombeuse s'est successivement faite à Freyberg, dans plusieurs fours différents, et le lit de fusion lui-même a subi des modifications progressives.

Les *fours doubles* ont été décrits par M. Carnot; je n'y insisterai pas. Ils ont fait place aux fours dits de Stollberg, puis aux fours Pilz; récemment enfin une importante modification a été apportée à ces derniers fours, et le modèle le plus récent de ces appareils, qui paraissent désormais assez complètement appropriés aux exigences de la question, semble devoir être définitif.

Les fours de Stollberg subsistent encore; ils sont principalement employés aujourd'hui à la révivification des litharges et à la réduction des abstrichs provenant du raffinage du plomb d'œuvre. Prenant la question au point où elle a été laissée dans le mémoire de M. Carnot, je décrirai d'abord la fonte plombeuse aux fours de Stollberg. Je passerai ensuite à l'étude des fours Pilz premier modèle, et, en dernier lieu, nous verrons le travail, tel qu'il se fait aujourd'hui, dans le four définitivement adopté à Freyberg. Il sera facile de suivre ainsi les progrès réalisés, de mesurer

le chemin parcouru, et de déterminer le but vers lequel on doit tendre actuellement.

Fonte plombeuse au four de Stollberg.

Lit de fusion. — Le lit de fusion était composé de la manière suivante :

Minerai grillé	12t,500k
Matte 1re grillée	1t,250k
Scories de la même opération	11t,250k à 12t,500k
Déchets de la fabrique de produits arsenicaux, grillés	1t,250k
Déchets d'orfèvre riches en or et en argent	0t,250k
	26t,500k à 27t,750k

Les chiffres précédents représentent les quantités de matières passées en 24 heures.

La proportion des scories est la même que celle du minerai grillé. C'est un heureux progrès sur le lit de fusion que donne M. Carnot pour les fours doubles, et dans lequel la proportion des scories était de 150 p. 100 du minerai.

La proportion de matte grillée a également diminué ; elle s'est abaissée de 50 p. 100 à 10 p. 100 des minerais grillés. Les matières ferrugineuses oxydées, nécessaires comme réductifs, surtout à cause de l'abondance de la blende, sont fournies par les pyrites, qui, comme nous l'avons vu, entrent dans la *Beschickung*, et par les déchets de la fabrique de produits arsenicaux, lesquels ne sont autre chose que des pyrites arsenicales débarrassées par distillation de la majeure partie de leur arsenic, et ensuite grillées dans les Kilns.

C'est dans les fours de Stollberg qu'on a employé pour la première fois la castine à Freyberg. Si cet élément important ne figure pas dans le tableau que j'ai donné plus haut, cela tient à ce que, à cette époque, la faible proportion dans laquelle on le dépensait était presque inappréciable.

Quand on passait dans le lit de fusion des minerais très-riches, ou que la proportion des déchets d'orfèvre était plus forte que celle indiquée précédemment, on ajoutait des litharges et des fonds de coupelle, matières facilement réductibles, et qui donnaient du plomb métallique dès une faible profondeur au-dessous du gueulard. Le but de cette addition était de faire parcourir à ce métal un long trajet dans le four, de façon à recueillir plus sûrement l'argent sur son passage. Cette pratique ne se traduisait-elle pas plutôt par une perte très-grande par volatilisation du plomb ainsi produit avant le temps?

Description des fours de Stollberg. (Pl. IX, *fig.* 1, 2 et 3). — Ce sont des fours à cuve à 4 tuyères avec avant-creuset.

La hauteur depuis l'axe des tuyères jusqu'au gueulard est de 4m,17 (14' 9").

La section horizontale a la forme d'un trapèze isocèle, dont la grande base correspond à la rustine, et dont les dimensions vont en augmentant depuis les tuyères jusqu'au gueulard.

Au niveau des tuyères, la profondeur est de 0m,85 (3'); la largeur à l'arrière de 1m,70 (6') et à l'avant de 1m,23 (4'4").

Au niveau du gueulard, la profondeur est de 1m,13 (4'), la largeur à l'arrière de 2m,12 (7' 6"), et à l'avant de 1m,77 (6' 3")

Le mur de poitrine seul est vertical. On y ménage à différents niveaux des ouvertures, des yeux, servant à introduire des ringards, dans le but de détacher les dépôts qui peuvent se former contre les parois du four et de faciliter une descente régulière des charges. Ces ouvertures sont habituellement fermées par des briques pendant le travail.

Le mur de rustine, commun à plusieurs fours, existe sur toute la longueur de l'atelier. Il présente, correspondant à chaque four, des embrasures de tuyères.

Ces tuyères, au nombre de 4, sont en fonte et à courant d'eau. Leur longueur est de 0m,448 (1' 7"); leur diamètre

intérieur, à l'extrémité, de 0^{m},059 (2 $^{1}/_{2}$''), et à l'arrière de 0^{m},129 (5 $^{1}/_{2}$''). L'axe de chaque tuyère est incliné de haut en bas ; sa pente est de 0,012. Les 4 axes sont distants de 0^{m},342 (1' 2 $^{1}/_{2}$''). Ils sont convergents ; prolongés jusqu'à la poitrine, ces axes ne présentent plus qu'un écartement de 0^{m},259 (11'').

Le four est séparé en deux à sa partie supérieure par un mur en briques vertical, perpendiculaire au mur de poitrine, et qui descend jusqu'à 0^{m},28 (1') au-dessous du gueulard. Il est jeté sur un arc en briques qui s'étend de la rustine au mur de poitrine. Cette séparation est simplement destinée à faciliter le chargement et à permettre une descente plus régulière des minerais et du coke.

Le creuset se fait avec un mélange de deux parties d'argile et d'une partie de poussier de coke. Sa profondeur depuis l'axe des tuyères est de 0^{m},71 (2' 6'') environ ; il communique avec l'extérieur par une ouverture pratiquée dans la brasque un peu au-dessous de la tympe. A cette ouverture vient s'adapter une rigole en fonte légèrement inclinée vers l'extérieur et qui sert de voie aux scories.

Celles ci tombent dans un vase en fonte (*Vortiegel*) de forme conique, présentant à sa partie supérieure quatre oreilles. Pour l'enlever, on se sert d'un charriot tout en fer, composé de deux roues, d'un essieu qui les relie et d'une tige de fer formant timon, directement assemblée à l'essieu. Cette tige se prolonge un peu au-delà de l'essieu, se bifurque et présente deux bras qui viennent saisir deux oreilles opposées du récipient quand le traîneur de scories abaisse le timon.

Deux trous de coulée sont ménagés dans la brasque du creuset ; ils viennent aboutir à deux bassins en forme de calotte sphérique situés de chaque côté de l'avant-creuset dans le sol de l'usine.

Un four de Stollberg est desservi par 4 ouvriers : 1 fondeur, 1 conducteur de scories et 2 chargeurs.

Travail. — Le lit de fusion se charge dans des auges en bois qui peuvent contenir 30 à 35 kilog. de minerai. Pour le coke, on emploie des paniers qui en contiennent environ $17^k,5$.

Lors de la mise en feu, après avoir passé quelques scories, on charge d'abord, pour 3 paniers de coke, 10 auges de minerai; on augmente ensuite successivement la proportion du lit de fusion. On arrive bientôt à 12 auges, puis à 14 et enfin à 16 et 18. On est alors en allure normale.

On passe donc normalement 16 à 18 auges de lit de fusion pour 3 paniers de coke, soit en moyenne $10^k,5$ de lit de fusion pour 1 kilog. de combustible.

On ne dispose pas les matières en colonne, mais en couches horizontales superposées; cependant on accumule toujours la plus grande partie du minerai contre la rustine et la plus grande partie du coke contre la poitrine.

C'est l'inspection des tuyères qui sert de règle principale pour le travail au maître fondeur : quand l'allure est trop chaude, on augmente la proportion des matières à élaborer; on la diminue au contraire quand il commence à se former un nez aux tuyères. En allure normale, on marche sans nez et à gueulard obscur; cette dernière circonstance, favorisée par l'évasement du four depuis les tuyères jusqu'au gueulard, réduit beaucoup les pertes par volatilisation.

On a soin de ne pas laisser le bain de scories s'élever jusqu'aux tuyères; de temps en temps on ouvre la voie des scories et on les évacue; quand la matte commence à se montrer, on procède à la coulée.

Dans le récipient, où la matte surnage le plomb d'œuvre, on laisse refroidir les matières fondues. Quand la matte est sur le point de se solidifier, on y engage une tige de fer recourbée qui forme anneau. Au bout de quelque temps la solidification est complète; on saisit l'anneau au moyen d'une chaîne à crochet qui passe sur une poulie, puis s'enroule sur un treuil. On élève ainsi verticalement la matte

solidifiée et on laisse le gâteau suspendu au-dessus du bain de plomb d'œuvre. La matte dégoutte le métal qui y était adhérent ; puis elle est descendue sur le sol de l'usine où il coule encore un peu de plomb; on procède enfin à son cassage.

On fait ensuite une prise d'essai du plomb d'œuvre, pour estimer la teneur en argent, et l'on coule le métal au moyen de poches dans des moules en fer de la forme d'une calotte sphérique.

Une campagne dure environ trois mois. Quand on veut mettre hors feu, on cesse de charger le lit de fusion et l'on jette encore dans le four quelques scories qui débarrassent en partie les parois des dépôts qui s'y sont formés.

Produits. — On passe en 24 heures 26 à 28 tonnes de lit de fusion, contenant en moyenne 12t,5 de minerais. On obtient :

I. 1.500 kilogrammes de plomb d'œuvre renfermant comme principales impuretés : de l'arsenic, de l'antimoine, du bismuth, de l'étain, du fer et du cuivre. Sa teneur en argent est de 500 à 700 grammes aux 100 kilogrammes.

II. Un speiss, quand les minerais tiennent du cobalt et du nickel ; c'est un produit marchand, il est vendu aux fabriques de bleu de cobalt d'Oberschlema (*fiscalisches Blaufarbenwerk, bei Oberschlema*).

III. 1,200 kilogrammes de matte 1re plombeuse, tenant en moyenne :

Plomb.	20 à 25 p. 100
Cuivre.	8 à 10 p. 100
Zinc.	7 à 8 p. 100
Argent.	250 à 300 grammes aux 100 kilog.

IV. Des scories protosilicatées, très-fluides, qui tiennent en moyenne 4 à 5 p. 100 de plomb et 10 à 20 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Ces nombres expliquent suffisamment la nécessité de les repasser dans le traitement.

V. Des poussières qui se déposent dans les canaux et les chambres de condensation. Ce sont de l'oxyde, du carbonate, du sulfure de plomb, de l'acide arsénieux, de l'arsenic métallique. Les chambres de condensation sont nettoyées tous les trois mois ; la quantité de poussières qu'on en retire est de 1/2 à 2 p. 100 du minerai traité. Elles contiennent 35 à 40 p. 100 de plomb, et 5 à 10 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Elles vont à la *Beschickung;* préalablement elles sont portées au rouge et agglomérées dans un four de grillage.

Consommations. — La consommation de coke est de 210 kilogrammes par tonne de minerai passé.

La main-d'œuvre est de $0,^{\text{journée}}64$, si on la rapporte à la même unité.

Fonte plombeuse au four Pilz n° 1.

Lit de fusion. — Le lit de fusion présentait la composition moyenne suivante :

Minerai grillé.	$37^t,500$ à $40^t,000$
Matte 1re grillée.	$1^t,500$ à $2^t,000$
Scories de la même opération. . .	$40^t,000$ à $42^t,500$
Déchets de la fabrique de produits arsenicaux, grillés.	$3^t,750$ à $4^t,000$
Castine.	$1^t,750$ à $2^t,000$
	$84^t,500$ à $90^t,000$

Les chiffres précédents donnent les quantités de matières traitées en 24 heures, et signalent tout d'abord un accroissement considérable dans la production, et partant tous les avantages économiques qui en résultent.

Quant à la constitution en elle-même du lit de fusion, elle est sensiblement la même que pour les fours de Stollberg. Le poids des scories est à peu près égal au poids des minerais grillés. La proportion de matte a encore di-

minué ; elle s'est abaissée à $\frac{1}{10}$ de la proportion des minerais.

Enfin, comme modification la plus importante, le lit de fusion contient une quantité de castine s'élevant à 5 p. 100 du poids des minerais. C'était un premier pas ; mais il est insuffisant, et, si les scories sont un peu moins riches que dans le cas précédent, elles sont loin cependant d'être assez pauvres pour qu'on les puisse rejeter sans traitement ultérieur.

Voyons maintenant la description des fours et les avantages qu'ils réalisent sur le four de Stollberg.

Description du four Pilz (Pl. IX, *fig.* 4 à 6). — La cuve est octogonale, et légèrement évasée depuis les tuyères jusqu'au gueulard : aux tuyères, la distance de deux côtés opposés de l'octogone est de $1^m,56$ (5′ 6″) ; au gueulard elle est de $1^m,98$ (7′).

La hauteur, des tuyères au gueulard, est de $4^m,81$ (17′).

La maçonnerie qui entoure la cuve est recouverte, sur une hauteur de $3^m,96$ (14′) à partir du gueulard, par une enveloppe en tôle. Cette partie du four, qui forme l'espace de réduction, la cuve proprement dite, est en briques ordinaires. Au-dessous vient une zone de fusion, et à cette zone correspond une maçonnerie réfractaire.

La portion de la cuve entourée de tôle est indépendante du reste du four ; elle est portée par huit fortes colonnes en fonte. Sur cette rangée de colonnes règne un fer à double T de fortes dimensions qui entoure le four et le touche suivant quatre de ses faces. L'enveloppe en tôle est reliée à cet anneau par des cornières, qui règnent sur chacune des faces de contact du fer à double T et de la cuve.

Vers la base de la cuve, chaque colonne présente une double console, l'une dirigée vers le four, l'autre vers l'extérieur. Les consoles intérieures de deux colonnes voisines portent des cornières rivées au manteau de tôle et concourant à porter la cuve. On a ainsi quatre nouvelles

cornières auxquelles se relient les quatre faces du four qui ne sont pas en contact avec le fer à double T.

Les consoles extérieures portent une conduite cylindrique en fonte destinée à conduire le vent aux tuyères.

Ce système de construction rend la partie supérieure du four complétement indépendante de l'ouvrage et du creuset; les réparations dans les parties basses du four, plus sujettes à l'usure, sont par suite relativement faciles.

Le creuset est formé de brasque damée. L'épaisseur de la sole de brasque est d'environ $0^m,14$ (6″) et la profondeur du creuset, depuis l'axe des tuyères, de $0^m,57$ (2′).

Les tuyères, au nombre de huit, correspondent au milieu de chacune des faces du four. Elles sont à courant d'eau. Un tuyau en tôle incliné, partant de la conduite principale, y amène le vent. Le diamètre des buses est de $0^m,047$ (2″).

Sur l'une des faces du four, qui est la face d'avant, se trouvent la tympe en fer refroidie par un courant d'eau et deux conduits en fonte pour les scories, qui sont enlevées dans des vases analogues à ceux déjà décrits.

Le plancher sur lequel sont disposées les charges est au niveau du gueulard. Celui-ci est fermé; une prise de gaz latérale conduit les fumées aux chambres de condensation.

L'appareil de chargement est disposé de la manière suivante : sur le gueulard repose une forte plaque en fonte, qui laisse en son milieu une large ouverture circulaire avec un rebord supérieur, cylindrique d'abord, puis évasé. A la partie cylindrique s'adapte un tube en tôle, qui descend à une profondeur de $0^m,61$ (2′ 6″) dans la cuve. Sur la partie évasée et sur le plancher de chargement repose une trémie en tôle. Cette trémie est fermée par une cloche en tôle suspendue par des chaînes à un levier. Pour faire le chargement, on dispose les matières dans l'espace annulaire compris entre la trémie et la cloche; on manœuvre le levier, et le minerai tombe dans la cuve.

Dans d'autres fours la prise de gaz est centrale ; la disposition est alors un peu différente. Le tuyau d'abduction se compose de deux parties, l'une fixe, l'autre mobile avec la cloche en tôle ; ces deux parties sont reliées entre elles au moyen d'une fermeture hydraulique.

La fermeture du gueulard est une des plus importantes modifications apportées aux fours de fusion. Elle réduit dans un rapport très-notable les pertes par volatilisation.

Travail. — Le chargement du lit de fusion se fait à la brouette : une brouette de lit de fusion pèse 132k,5 ; le coke se charge au moyen de wagonnets. En allure normale, on passe 4 à 5 brouettes de lit de fusion pour 3 wagonnets de coke.

Les tuyères sont munies d'un œil, qui permet au maître fondeur de juger de la marche de l'opération, et de modifier au besoin la charge du lit de fusion d'après l'allure du four.

D'ailleurs, la température étant reconnue, à l'inspection des tuyères, celle de l'allure normale, on juge des défauts que présenterait la composition du lit de fusion d'après l'aspect des scories. Si elles filent, elles sont trop quartzeuses ; si elles répandent d'épaisses fumées blanches, elles sont trop riches en zinc. On peut alors modifier la composition du lit de fusion ; le remède le plus facile à appliquer consiste dans l'addition de matières ferrugineuses oxydées, par exemple de pyrites grillées aux Kilns.

La pression du vent est en moyenne de 3 centimètres de mercure. C'est là une des conditions essentielles du travail : marche rapide, soufflage abondant et à faible pression. On cherche à Freyberg à diminuer autant que possible la pression du vent, principalement, il est vrai, dans le but d'économiser le combustible, mais aussi au point de vue de la séparation nette de la matte et des scories dans le creuset. Le vent produit en effet des vagues dans le bain métallique, et il en résulte qu'en s'écoulant les scories en-

traînent parfois de la matte, qu'il faut ensuite séparer par cassage. Cet inconvénient a paru assez sérieux pour qu'on ait songé à donner au four Pilz un creuset extérieur. Les expériences n'ont pas encore été faites; mais l'un des fours a été adapté dans ses parties basses à cette nouvelle formule de travail. Je crois que là n'est pas la solution, et que les inconvénients de l'avant-creuset, au point de vue de la séparation nette de la matte et des scories, seront encore beaucoup plus grands que ceux du creuset intérieur. Partout ailleurs, du reste, l'avant-creuset semble condamné.

L'évacuation des scories se fait d'une manière continue, et alternativement par l'une ou l'autre des deux voies. Aussitôt le récipient rempli de scories, on ferme le conduit qui leur livrait passage au moyen d'une tige de bois taillée en pointe, et l'on ouvre l'autre voie.

La coulée a lieu toutes les trois heures environ, et de la même façon qu'il a été indiqué pour le four de Stollberg.

On semble cependant avoir renoncé aux bassins de réception de la matte et du plomb d'œuvre situés dans le sol de l'usine. On y substitue des récipients mobiles, qui ont l'avantage de dégager les abords du four, une fois la coulée terminée. Leur construction est très-simple : ils consistent en un cadre carré en fer porté sur quatre roues; sur ce cadre repose, par deux oreilles, un bassin en fonte de forme tronconique, qui sert de récipient.

Le four Pilz est desservi par 6 ouvriers, qui font des postes de douze heures.

Produits. — On passe dans un pareil four en vingt-quatre heures 85 à 90 tonnes de lit de fusion, contenant 37,5 à 40 tonnes de minerai. On obtient, sans parler des speiss qui ne sont qu'accidentels :

1. 7.250 kilogrammes de plomb d'œuvre de richesse en argent variable et très-impur, comme celui obtenu au four de Stollberg.

II. 1.800 kilogrammes de matte 1[re] plombeuse, moins riche en plomb que celle obtenue au four de Stollberg; la quantité relative de matte a notablement diminué.

III. Des scories plombeuses et argentifères, analogues à celles de l'ancienne formule; elles repassent dans le traitement.

IV. Des poussières plombeuses et argentifères.

Consommations. — On consomme par jour 7,25 à 7,50 tonnes de coke, soit 190 kilogrammes par tonne de minerai grillé; la main-d'œuvre est de 0[journée],30.

En résumé, nous trouvons au four Pilz les avantages suivants sur le four de Stollberg :

Augmentation de production dans le rapport de 1 à 5;

Durée beaucoup plus grande des campagnes;

Légère diminution dans la consommation de combustible;

Réduction de moitié dans la main-d'œuvre;

Diminution dans les pertes en plomb et en argent par suite de la volatilisation;

Enfin, grâce à l'introduction de la castine dans le lit de fusion, les mattes et les scories sont peut-être moins riches en plomb et en argent; mais le résultat est encore insuffisant.

Passons maintenant à l'étude de la fonte réductive, telle qu'elle se fait aujourd'hui dans le nouveau four de Pilz.

Fonte plombeuse au four Pilz n° 2.

Lit de fusion. — Nous sommes arrivés à la dernière étape de la fonte plombeuse; nous allons voir en premier lieu la composition du lit de fusion.

Elle a été légèrement modifiée. La proportion des scories s'est abaissée de 100 à 70 p. 100 du minerai traité; celle des mattes crue et grillée est restée de 4 à 5 p. 100; enfin, la castine, au lieu d'être employée en quantité de

plus en plus grande, a plutôt tendu à disparaître. Voici d'ailleurs quatre exemples de lit de fusion, représentant les matières traitées en vingt-quatre heures, et où la castine fait complétement défaut :

	a	*b*	*c*	*d*
	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.
Minerai grillé.	40,00	40,00	40.00	35,00
Minerai riche étranger, cru.	1,20	0,60	0,60	0.60
Déchets d'orfèvre.	0,80	0,50	1,00	1,00
Résidus de la fabrique de produits arsenicaux, grillés.	6,00	6,00	6,00	7,00
Scories.	27,50	25,00	27,50	27,50
Matte à deux feux.	1,00	1,00	1,00	1,00
Matte crue.	0.75	0,75	0.75	0,75
	77,25	73,85	76,85	72,85

Je dois signaler, en outre, les différents produits secondaires qui passent accidentellement dans le lit de fusion. Ce sont des scories cuivreuses provenant des opérations H et L, des fonds de coupelle, des litharges, des cendres de pattinsonnage, des fumées de condensation, des débris de fours et de soles de fours, et enfin des oxydes de fer naturels, qui suppléent parfois à l'insuffisance des pyrites.

La seule différence que présente le nouveau lit de fusion consiste, en somme, dans une moindre proportion de scories.

Description du four Pilz n° 2. — Le nouveau four Pilz est rétréci aux tuyères; il est muni de parois en fonte refroidies par un courant d'eau au niveau de la zone de fusion : tels sont ses deux principaux caractères.

La hauteur, depuis les tuyères jusqu'au gueulard, est restée la même que dans le premier modèle; elle est de $4^{m},81$ (17').

La section est circulaire : son diamètre est de $1^{m},56$ (5' 6") aux tuyères, et de $2^{m},19$ (7' 9") au gueulard.

Le four présente un ouvrage cylindrique qui s'élève jusqu'à $0^{m},73$ (2' 9") au-dessus des tuyères, puis des étalages

dont la hauteur est de 0m,57 (2') et la pente de $\frac{1}{8}$ environ. Vient ensuite la cuve proprement dite : son diamètre à la base est de 1m,79 (6' 4") ; elle va s'élargissant graduellement jusqu'à 1m,41 (5') au-dessous du gueulard ; là elle atteint, comme nous l'avons déjà dit, 2m,19. A partir de ce point, la cuve redevient cylindrique.

Une prise de gaz latérale et à trémie conduit les fumées dans les chambres de condensation ; d'ailleurs, l'appareil de chargement et de fermeture du gueulard est le même que celui précédemment décrit.

Le mode de construction est aussi celui du premier four Pilz, sinon que dans la partie basse du fourneau et jusqu'à une hauteur de 0m,495 (1' 9") au-dessus de l'axe des tuyères, les parois sont en fonte et à courant d'eau. La cuve est entourée d'un manteau de tôle et indépendante du reste de la construction. Elle est portée par des colonnes en fonte qui lui sont reliées comme dans le premier four Pilz.

Les fondations sont notablement plus simples. Tout le four repose sur une forte plaque de fonte, située sur le sol même de l'usine. Immédiatement au-dessus est construit un cylindre en maçonnerie réfractaire, dont le diamètre intérieur est celui de la cuve aux tuyères. Ce cylindre est maintenu par des armatures en fonte ; on y ménage des ouvertures pour la coulée.

A l'intérieur se trouve la sole en briques réfractaires, qui laisse pour le creuset en brasque une profondeur de 0m,78 (2' 9") au-dessous de l'axe des tuyères.

L'outillage et le travail ne présentent ici rien de nouveau ; je n'ai pas à y insister.

Le personnel qui dessert le four est encore de six ouvriers, faisant des postes de douze heures.

Je passe maintenant aux produits et consommations.

Produits. — I. *Plomb d'œuvre.* — Les quantités de plomb d'œuvre obtenues en vingt-quatre heures sont les sui-

vantes, pour les quatre exemples de lit de fusion que j'ai donnés plus haut :

a.	6 tonnes 450 kilog.
b.	7 — 760 —
c.	7 — 940 —
d.	5 — 850 —

soit, en moyenne, 7 tonnes de plomb d'œuvre.

Il contient de nombreuses impuretés provenant des nombreuses espèces minérales qui accompagnent la galène. Ce sont principalement du cuivre, de l'arsenic, de l'antimoine, du bismuth, de l'étain, du fer, parfois du nickel et du cobalt.

Sa teneur en argent est très-variable d'après les additions de minerais riches étrangers et de déchets d'orfèvre.

Ce plomb d'œuvre est assez impur pour qu'il soit nécessaire de le raffiner avant de l'enrichir par le pattinsonnage.

II. *Speiss.* — On trouve un speiss entre la matte et le plomb d'œuvre, quand les minerais tiennent une certaine proportion de nickel et de cobalt.

Voici l'analyse incomplète d'un de ces speiss :

Plomb.	5,2 p. 100
Cuivre.	14,0 —
Cobalt.	5,2 —
Nickel.	17,3 —
Argent : 15 grammes aux 100 kilogr.	

Ce speiss est adhérent à la matte; il en est séparé par cassage. Nous avons déjà dit que c'est un produit marchand.

III. *Matte.* — Les quantités de matte 1re plombeuse, correspondant aux trois premiers exemples de lit de fusion, sont les suivantes :

a.	1 tonne 000 kilog.
b.	2 tonnes 400 —
c.	2 — 300 —

soit, en moyenne, 1.900 kilogrammes.

Sa teneur en plomb et en cuivre oscille autour des nombres suivants :

Plomb.	15 à 20 p. 100.
Cuivre.	10 à 12 —

Ce dernier nombre est principalement variable avec l'addition de minerais cuivreux étrangers.

La matte 1re plombeuse est cassée; elle va ensuite à l'opération C.

IV. *Scories.* — Voici un exemple de la composition des scories, en allure normale :

		Oxygène correspondant.	
Silice.	32,2	17,17	17,30
Oxyde d'étain.	0,6	0,13	
Protoxyde de plomb.	4,9	0,35	16,29
Protoxyde de fer. . .	42,4	9,42	
Oxyde de zinc. . . .	10,0	1,95	
Alumine.	7,3	3,40	
Chaux.	4,1	1,17	
Soufre.	0,4		
	101,9		

Le calcul des quantités d'oxygène correspondant aux acides et aux bases montre que ces scories sont voisines des protosilicates. Dans ce calcul, j'ai considéré l'oxyde d'étain comme jouant le même rôle que la silice; les analogies chimiques de ces deux corps sont, on le sait, très-nombreuses. De plus, je n'ai pas tenu compte de la petite quantité des métaux qui doit être unie au soufre. Les conclusions n'en sont pas moins certaines, à cause de la faible proportion dans les scories du soufre et de l'oxyde d'étain.

Il entre dans les scories 4 à 5 p. 100 de plomb; de plus elles tiennent en moyenne de 10 à 20 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Cette proportion de plomb et d'argent ne permet pas de les rejeter; elles retournent en partie à la fonte plombeuse et sont traitées en partie aux opérations D et F.

La teneur en oxyde de zinc est de 10 p. 100, soit 8 p. 100 environ de zinc métallique; c'est là aussi la teneur en zinc de la matte plombeuse. Dans ces conditions la matte et la scorie sont bien liquides et se séparent nettement dans le creuset intérieur. Mais les nombres précédents ne sauraient être dépassés dans de bonnes conditions de travail.

Les scories tiennent 40 p. 100 et plus de protoxyde de fer; ce nombre est corrélatif de l'abondance de la blende dans le lit de fusion; ils s'expliquent l'un l'autre, de même que la faible proportion de 4 p. 100 de chaux explique la richesse en plomb des scories.

Une des conséquences de l'abondance du fer dans le lit de fusion, c'est l'action corrosive très-énergique des scories; cette considération a conduit à substituer, dans la région des tuyères, des parois métalliques à courant d'eau aux parois en briques réfractaires du premier four Pilz.

La faible proportion de soufre que donne l'analyse des scories est une conséquence de leur fluidité parfaite et de leur séparation nette d'avec la matte. Si parfois une petite quantité de matte s'écoule avec les scories par suite de l'action du vent des tuyères sur le bain métallique, cette matte se rassemble à la base du pain de scories, et l'on a soin de l'en séparer par cassage.

V. Enfin, comme dernier produit, nous avons des fumées et des poussières condensées à l'abri de l'air et qui repassent dans le lit de fusion, après avoir été agglomérées.

Consommations. — Les quantités de coke correspondant aux quatre exemples de lit de fusion donnés plus haut sont les suivantes :

	En 24 heures.	Par tonne de minerai grillé.
a. . . .	7 tonnes 812 kilog.	186 kilog.
b. . . .	7 — 562 —	184 —
c. . . .	8 — 000 —	192 —
d. . . .	8 — 062 —	220 —

soit en moyenne 7^t,860 en 24 heures ou 195 kilogrammes par tonne de minerai. On voit que la consommation de combustible est restée sensiblement la même.

Quant à la main-d'œuvre, elle est de 0^{journée},30 environ par tonne de minerai, comme dans le cas précédent; de sorte que le nouveau four Pilz ne présente guère, comme avantages sur le premier, qu'une durée plus longue et des réparations moins fréquentes.

Si nous résumons les conditions dans lesquelles se fait aujourd'hui la fonte plombeuse à Freyberg, nous trouverons à cette opération les caractères suivants :

Le lit de fusion se compose essentiellement de minerai grillé jusqu'à 2 p. 100 de soufre, et aggloméré, de scories de la même opération, et de matte 1re grillée; la proportion des scories est de 70 p. 100 du minerai grillé, et celle de la matte de 5 p. 100.

Le four de fusion est un demi-haut-fourneau à creuset intérieur, à 8 tuyères à courant d'eau et à parois en fonte également refroidies dans la zone de fusion; il est légèrement rétréci aux tuyères, et présente des étalages à partir desquels la cuve va en s'évasant graduellement jusqu'au gueulard. Celui-ci est fermé et muni d'une prise de gaz latérale ou centrale. Quant au mode de construction du four, la cuve est indépendante du creuset et de l'ouvrage.

Le travail consiste en une marche rapide, un soufflage abondant et à faible pression.

On obtient comme produits du plomb d'œuvre très-impur et de richesse variable en argent, une matte 1re plombeuse, et des scories protosilicatées, très-ferrugineuses et tenant 4 à 5 p. 100 de plomb et 10 à 20 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

La consommation de combustible est de 190 kilogrammes, et la main-d'œuvre de 0^{journée},30, par tonne de minerai grillé.

La production s'élève à 7 tonnes de plomb d'œuvre environ en 24 heures.

Quant aux modifications à apporter à cette formule, il en est plusieurs, à mon sens, portant sur des points différents, et que je vais exposer.

Pour ce qui est du lit de fusion, le grillage des minerais pourrait être poussé jusqu'à fusion complète; la teneur en soufre serait certainement réduite encore par suite de la décomposition des sulfates par la silice, et, comme résultat principal, le zinc se trouverait certainement, par le coup de feu final, tout entier à l'état d'oxyde. La quantité de soufre restante serait encore suffisante, vu la richesse en cuivre des minerais de Freyberg; on restreindrait simplement l'addition de minerais de cuivre étrangers et riches, en ne passant que les plus impurs au four à cuve et réservant les plus purs pour les opérations de concentration de la matte au four à réverbère. Au besoin, une légère addition de matte au lit de fusion restituerait à ce dernier le soufre nécessaire.

Mais, en principe, la matte grillée devrait tendre à disparaître du lit de fusion; car il ne semble pas nécessaire, même en présence de l'abondance de la blende, que les scories tiennent 42 p. 100 d'oxyde de fer. Cette teneur pourrait être diminuée avec un grillage bien conduit, et, dans ce cas, les oxydes de fer résultant du grillage des pyrites, qui accompagnent les minerais de Freyberg, seraient suffisants, comme fondants ferrugineux.

En revanche, la matte grillée devrait être remplacée par une assez grande proportion de castine; ce serait le seul moyen d'avoir des scories pauvres en plomb et en argent. Il n'y aurait pas d'inconvénient, vu la haute température que permet le four, à ce que les scories tinssent 15 p. 100 de chaux.

Pour ce qui est du four en lui-même, un plus grand

rétrécissement aux tuyères serait encore à désirer au point de vue de la consommation de combustible. Nous avons vu que cet important élément du prix de revient est resté dans le nouveau four Pilz le même que dans l'ancien; ils ont le même diamètre dans la zone de fusion, et au lieu de dire que le dernier four Pilz est rétréci aux tuyères, il serait peut-être plus exact de dire que la cuve a été brusquement élargie au-dessus de la zone de fusion.

Quant au profil général du four, il est à conserver, de même que ses parois métalliques très-appropriées à la nature corrosive des scories et sa fermeture du gueulard réduisant les pertes en plomb et en argent.

Opération C. — Grillage de la matte 1re plombeuse.

Le grillage de la matte 1re plombeuse se fait en deux fois. Elle passe d'abord aux kilns, puis elle reçoit, aux stalles, un 2e et un 3e feu.

J'ai déjà décrit l'opération du grillage dans les fours à cuve anglais; pour ce qui est des stalles, je ne ferai que rappeler les conditions essentielles du travail, renvoyant pour les détails au mémoire de M. Carnot.

Chaque tas renferme 45 à 60 tonnes de matte. Le grillage dure 4 semaines environ. On brûle pour la mise en feu 3 à 4 hectolitres de houille, soit 250 à 300 kilogrammes.

Le tas démoli, on trie les morceaux suffisamment grillés, qui se reconnaissent à leur aspect poreux, tandis que les portions frittées et légèrement agglomérées sont mises de côté, cassées à nouveau, et subissent un 3e feu. Ici la consommation de combustible s'élève; on est obligé d'intercaler dans le tas des lits de menu coke, pour suppléer à l'insuffisance du soufre.

La matte à 3 feux, dont un aux kilns, et deux aux stalles, contient encore 5 à 8 p. 100 de soufre, la majeure

partie à l'état de sulfate, vu la lenteur de l'oxydation et la faible température à laquelle elle a lieu.

Une partie de la matte grillée retourne à la fonte plombeuse, où nous l'avons vue figurer dans le lit de fusion; l'autre partie est traitée à l'opération D.

OPÉRATION D. — FONTE RÉDUCTIVE DES SCORIES PLOMBEUSES ET DE CONCENTRATION DE LA MATTE 1re.

L'opération D a un double but : on se propose à la fois d'extraire des scories de la fonte plombeuse le plomb et l'argent qu'elles contiennent, et d'obtenir une matte deuxième plombeuse, plus riche en cuivre.

Cette opération consiste en une fonte réductive au four Pilz.

Lit de fusion. — Voici trois exemples de lit de fusion, pris sur les tableaux de l'usine :

	I	II	III
	tonnes.	tonnes.	tonnes.
Scories de la fonte plombeuse	37,50	33,50	40,00
Matte 1re à trois feux	6,00	5,60	6,00
Matte 1re crue	0,60	0,60	0,60
Minerais de cuivre étrangers	1,80	1,80	1,20
Scories du travail	2,50	4,00	0,00
Epines de ressuage	1,60	1,50	1,60
Fonds de coupelle	1,20	1,15	1,20
Débris de fours	1,50	1,50	1,50
Totaux	52,70	49,65	52,10

Les nombres précédents représentent les quantités passées en vingt-quatre heures.

Les éléments essentiels du lit de fusion sont les scories et la matte grillée ; on y rencontre encore des minerais de cuivre étrangers, généralement riches et plus ou moins purs, destinés à enrichir le dosage en cuivre. De même, les produits intermédiaires riches en cuivre, tels que les épines de ressuage et les scories cuivreuses des opérations H et L,

sont encore plus spécialement destinés à cette opération ou à l'opération F.

Signalons aussi une petite quantité de scories provenant du travail et que l'on ajoute au lit de fusion à cause de leur mélange avec des grenailles de matte.

Enfin on utilise encore ici quelques produits secondaires, tels que des fonds de coupelle, des débris de four et de sole, des litharges, des cendres de pattinsonnage, etc., qui passent accidentellement à l'opération D.

Four de réduction. — Le four de fusion est construit sur le modèle du four Pilz le plus récent, mais avec des dimensions appropriées au travail spécial qu'on lui demande; c'est un véritable haut-fourneau.

La hauteur, depuis l'axe des tuyères jusqu'au gueulard, est de $7^{m},07$ (25'); ce four est plus étroit dans la région des tuyères que celui destiné à la fonte des minerais. Son profil général est d'ailleurs le même, c'est-à-dire qu'il présente, au-dessus des tuyères, des étalages peu élevés; puis la cuve va s'élargissant jusqu'au gueulard.

Il est à parois métalliques dans la zone de fusion; ces pièces de fonte sont, de même que les tuyères, refroidies par un courant d'eau.

Le gueulard n'est pas fermé et l'on se contente d'une simple prise de gaz latérale à trémie. Cette modification est permise par la hauteur du four, et par ce fait qu'en allure normale on marche à gueulard obscur.

Le creuset est intérieur.

Comme je l'ai déjà dit, on a disposé l'un des deux fours de réduction de l'usine de la Mulde de manière à lui adapter un creuset extérieur. La sole est alors légèrement inclinée vers l'avant, et sa profondeur au-dessous de l'axe des tuyères est relativement faible. Quant à l'avant-creuset lui-même, c'est un cylindre en briques réfractaires cerclé de fer. Ce haut fourneau n'avait pas encore été mis en feu depuis les modifications qu'on y avait apportées.

Je n'ai rien à dire de la conduite du travail, de la coulée, de la séparation du plomb d'œuvre et de la matte ; tout se passe comme pour la fonte des minerais. Le four est également desservi par 6 ouvriers faisant des postes de douze heures.

Produits. — I. *Plomb d'œuvre.* — On a obtenu avec les trois lits de fusion précédemment cités les quantités de plomb d'œuvre suivantes en vingt-quatre heures :

I.	3t,065
II.	2 ,700
III.	4 ,065

Ces trois nombres sont à peu près proportionnels aux quantités de scories passées ; leur moyenne est de 3t,280.

Ce plomb d'œuvre, de même que celui obtenu à la fonte des minerais, est très-impur. Il tient en moyenne 400 à 500 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Il va à l'opération du ressuage.

II. *La matte 2e plombeuse* contient en moyenne 10 à 12 p. 100 de plomb, 12 à 15 p. 100 de cuivre et 140 à 150 grammes d'argent aux 100 kilogrammes ; elle passe à l'opération E.

III. *Scories.* — Les scories sont rejetées ; elles tiennent en moyenne 0,5 à 1 p. 100 de plomb et 1 à 2 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Voici trois exemples d'essais par voie sèche faits sur les scories :

	PLOMB p. 100.	ARGENT aux 100 kilog.
a.	0,7	1g,00
b.	0,8	1 ,70
c.	0,8	1 ,10

Quelques-unes de ces scories sont coulées sous forme de briques et utilisées dans l'usine même pour certaines constructions, par exemple dans l'établissement des stalles de grillage.

Consommations. — Les consommations de coke, correspondant aux trois exemples de lit de fusion donnés plus haut, sont les suivantes :

	En 24 heures.	Par tonne de scories.
I.	4t,600	123 kilog.
II.	4 ,125	123 —
III.	4 ,225	106 —

soit en moyenne 4t,317 en vingt-quatre heures et 116 kilogrammes par tonne de scories.

La main-d'œuvre est de 0j,32 par tonne de scories.

Opérations E et F.

Ces opérations se font dans des conditions analogues à celles du grillage C et de la fonte réductive D.

La matte 2e plombeuse est cassée en morceaux de la grosseur d'une noix, puis grillée, aux kilns d'abord, ensuite aux stalles Wellner, où elle reçoit deux feux.

Elle est ensuite fondue avec des scories plombeuses dans le haut fourneau à 8 tuyères décrit pour l'opération D.

Toutes les scories de la fonte plombeuse se partagent entre les trois fontes réductives B, D et F.

L'analogie étant complète dans le travail, je me bornerai à donner un exemple du lit de fusion et à indiquer les produits et les consommations.

En quatre jours on a fondu :

	tonnes.
Scories plombeuses.	160,0
Matte 2e à deux feux.	22,8
Scories cuivreuses.	18,0
Scories provenant de la réduction des abstrichs.	10,0
Litharges.	17,5
Minerais de cuivre riches.	1,0
Total.	229,3

soit, en moyenne, par jour, 57t,4 de matière, comprenant

40 tonnes de scories plombeuses et $5^t,70$ de matte 2e grillée.

On a produit 18 tonnes de plomb d'œuvre, tenant $65^k,7$ d'argent; 30 tonnes de matte 3e cuivreuse avec une teneur en cuivre de 20 à 25 p. 100, et enfin des scories analogues à celles de l'opération D, assez pauvres pour être rejetées.

Le plomb d'œuvre va à la liquation, et la matte à l'opération G.

On a consommé 418 hectolitres de coke, pesant $15^t,932$, soit 100 kilogrammes environ par tonne de scorie plombeuse.

La main-d'œuvre, rapportée à la même unité, est de $0^{\text{journée}},30$.

Opération G.

La matte 3e cuivreuse est grillée aux kilns, après cassage; puis une partie va aux stalles, de façon à conserver le soufre nécessaire à la production de la matte 4e; l'autre partie, la plus grande, est bocardée, et subit un grillage plus avancé dans des fours à réverbère à deux soles. Ces fours sont analogues à ceux décrits pour le grillage des minerais. Le travail y est le même; la seule différence consiste en ce que la température y est moins élevée; on risquerait autrement de fondre la matte avant qu'elle ne soit complétement grillée et d'arrêter ainsi les progrès de l'oxydation. Comme conséquence, la consommation de combustible est réduite de moitié environ.

Opération H.

Cette opération (*das Spuren des Kupfersteines*) a pour but l'enrichissement de la matte cuivreuse et l'élimination d'une grande partie des métaux étrangers, principalement du fer. Elle se fait dans un four à réverbère anglais, qui est, à quelques différences de détail près, l'ancien four de refonte des scories.

La sole est de forme sensiblement elliptique. Les principales dimensions, en plan, sont les suivantes :

Longueur de la sole.	3m,68 (13')
Largeur de la sole près du pont.	1 ,18 (4' 2")
Largeur de la sole près de la porte de travail.	0 ,33 (1' 2")
Largeur de la sole vis-à-vis le trou de coulée.	2 ,26 (8')
Côté de la chauffe.	1 ,13 (4')
Largeur du pont.	0 ,71 (2' 6")

La profondeur de la chauffe est de 0m,66 (2' 4") au-dessous de l'arête supérieure du pont.

Sur les plaques de fonte qui forment la base de la sole et sont constamment rafraîchies par un courant d'air, est posé un lit de briques réfractaires, puis une couche formée d'un mélange d'argile réfractaire et de quartz et enfin la sole proprement dite, faite, comme nous le verrons plus loin, d'un mélange de quartz et de scories concassées.

La profondeur de la sole au-dessous du pont est de 0m,28 (1').

Le petit côté du four opposé à la chauffe présente l'ouverture de travail, qui est carrée, et dont le côté est de 0m,28 (1'). Elle se ferme au moyen d'une brique réfractaire, maintenue dans un cadre en fer, qui se manœuvre par un levier à contre-poids. Immédiatement en avant de cette ouverture, à un niveau légèrement plus élevé que son bord inférieur, se trouve une barre de fer destinée à soutenir les outils pendant le travail.

L'une des faces latérales du four présente le trou de coulée de la matte.

Sur l'autre face, on trouve, outre la trémie de chargement de la chauffe, une seconde ouverture, située en face le trou de coulée, généralement fermée par une plaque de tôle lutée pendant le travail, et qui ne sert qu'aux réparations.

Le rampant est immédiatement au-dessus de la port

de travail ; de là les gaz se rendent, par un canal incliné, à la cheminée d'abduction.

Au-dessous de la porte de travail, se trouve, sur le sol de l'usine, un dépôt de sable ou de menues scories, dans lesquelles on a pratiqué des cavités hémisphériques pour recevoir les scories que l'on tire du four.

Au-dessous du trou de coulée sont placés, sur toute la longueur du four, des moules en fonte de la forme d'une pyramide tronquée, dans lesquels on coule la matte.

La confection de la sole est une opération préliminaire très-délicate et qui exige beaucoup de soins. On y emploie 2.500 kilogrammes d'un mélange de 5 parties de quartz et de 1 partie de scories de l'opération B. Le tout est finement bocardé, passé au crible et intimement mélangé, puis chargé et étendu sur la sole. On porte alors le four à une forte chaleur rouge, en renouvelant fréquemment les surfaces avec un râble, de manière à obtenir dans toute la masse une température sensiblement uniforme. Quand on est arrivé à ce point, on donne à la sole sa forme définitive, celle d'une cuvette légèrement déprimée vers le trou de coulée. On ferme toutes les ouvertures du four, on les lute, et on élève la température jusqu'à la plus forte chaleur blanche que l'on puisse produire dans ces conditions. On la maintient pendant douze heures, puis on laisse tomber le feu et l'on obtient de la sorte une sole parfaitement frittée et glacée à sa partie supérieure.

Une pareille sole dure 15 à 18 mois.

Avant de commencer les opérations de concentration de la matte cuivreuse, on charge dans le four une tonne de scories de l'opération B, on les y fond et on les évacue par la porte de travail ; c'est dans le but de donner encore à la sole une plus grande compacité et une plus grande solidité. On peut alors commencer à charger le lit de fusion.

Lit de fusion. — La matte grillée complétement au

four à réverbère est fondue avec de la matte crue ou de la matte à deux feux, qui doit fournir le soufre nécessaire à la concentration du cuivre.

Outre ces deux éléments essentiels du lit de fusion, on y rencontre encore des additions de deux espèces, les unes destinées à élever la teneur en cuivre, les autres devant donner une scorie fluide. Dans la première catégorie on peut ranger les déchets de cuivre (*Kupfergekrätze*); dans la seconde, la chaux fluatée et le quartz; enfin, des minerais de cuivre quartzeux remplissent à la fois ces deux fonctions.

Une charge se compose en moyenne de :

1.200	kilogrammes de	matte 3e grillée.
100	—	matte 3e crue.
150 à 200	—	Kupfergekrätze.
200	—	minerai de cuivre quartzeux.
50 à 100	—	fluorine.
1.700 à 1.800	kilogrammes.	

Conduite de l'opération. — Au commencement de l'opération, le four est au rouge; la porte de travail est ouverte. On charge le lit de fusion par l'ouverture pratiquée dans la voûte, puis on l'étend sur la sole au moyen d'un long râble en fer, de manière à porter la plus grande partie de la charge dans le voisinage du pont; on a ainsi en vue d'arriver plus rapidement à la fusion. Cela fait, on ferme et on lute la porte de travail, on pique la grille et l'on active le feu.

Si le feu est bien conduit, deux heures et demie à trois heures après le chargement, la masse est en fusion. On ouvre la porte de travail, et l'ouvrier brasse le bain de liquide avec un râble en fer, dans le but de maintenir en suspension dans la masse des matières encore pâteuses et imparfaitement fondues. La fin de ce travail est indiquée au fondeur par la consistance de la sole. Présente-t-elle à la pointe de son outil une surface unie et comme glacée, le

travail du râblage est terminé. Paraît-elle, au contraire, pâteuse et inégale, c'est par suite du dépôt sur la sole de certaines parties solides encore; il faut prolonger la fusion.

Quand toute la masse est arrivée à un état de fluidité parfaite, on ferme la porte de travail, on pousse vivement le feu et on laisse le bain liquide en repos, pour obtenir une séparation parfaite de la matte et des scories. Ce résultat est obtenu au bout d'une demi-heure à trois quarts d'heure.

L'ouvrier tire alors les scories par la porte de travail. Elles tombent dans les moules en sable situés sur le sol. On les enlève après refroidissement et l'on reconstruit les moules. Ce tirage des scories doit se faire avec beaucoup de précaution de la part du fondeur, de façon à ne pas entraîner de matte en même temps.

Quand on a évacué les scories, on fait une seconde charge traitée de la même manière que la première, puis une troisième. C'est seulement après trois charges que l'on coule la matte rassemblée sur la sole, dans les moules en fonte placés devant le trou de coulée. On la laisse refroidir, puis on la conduit dans un wagonnet en fer à l'atelier de cassage.

On fond cinq charges en vingt-quatre heures, soit 8 tonnes 1/2 à 9 tonnes de lit de fusion, ce qui donne, pour la durée moyenne de l'opération, cinq heures environ.

Après chaque coulée de la matte, on procède à la réparation de la sole au moyen d'un mélange humide de deux parties de quartz et d'une partie d'argile réfractaire finement bocardés, que l'on bat dans les endroits corrodés, c'est-à-dire principalement le long du pont et des parois. Il est d'ailleurs assez difficile de juger de l'état de la sole, qui est au blanc; pour obvier à cet inconvénient, on laisse tomber une partie de la charge prochaine, la température s'abaisse, et les réparations se font d'une façon plus sûre et plus efficace.

Personnel. — A chaque four trois ouvriers : un chauffeur, un fondeur et un conducteur de scories. Le chauffeur est chargé de la conduite du feu et de la charge du lit de fusion. Le conducteur de scories enlève les scories et fait les moules en sable et les réparations de la sole. Le fondeur est chargé de la conduite de l'opération proprement dite, du râblage, du tirage des scories et de la coulée de la matte avec le concours des deux autres ouvriers.

Produits. — On obtient, comme produits, de la matte 4e cuivreuse et des scories cuivreuses.

La matte 4e cuivreuse tient 40 à 50 p. 100 de cuivre, 8 à 10 de plomb et 350 à 400 grammes d'argent aux 100 kilogrammes; elle va à l'opération suivante.

La scorie cuivreuse tient 4 p. 100 de cuivre, 8 p. 100 de plomb et 10 à 20 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Elle va comme addition aux opérations D et F.

Consommations. — On brûle par 24 heures 40 hectolitres de houille pesant 3.100 kilogrammes, soit 355 kilogrammes par tonne de lit de fusion.

Quant à la main-d'œuvre, elle est de $0^{\text{journée}},70$, si on la rapporte à la même unité.

OPÉRATIONS K ET L.

L'opération K consiste dans le grillage de la matte 4e cuivreuse (*Spurstein*). Elle se fait dans les mêmes conditions que l'opération G; je n'ai pas à y insister.

L'opération L a pour but l'enrichissement de la matte 4e et la séparation presque complète du fer, condition essentielle pour qu'elle puisse être envoyée à la désargentation.

Elle consiste en une fusion au four anglais de la matte 4e grillée avec addition d'une petite quantité de matte crue, de crasses métalliques riches en cuivre, de quartz ou de minerais de cuivre quartzeux et de sulfate de baryte.

Les fours anglais servant à la concentration de la matte sont les mêmes que ceux décrits pour l'opération précédente. Le travail et la conduite de la fusion présentent aussi les mêmes particularités.

Une charge se compose en moyenne de :

750	kilogrammes de matte 4e	grillée.
250	—	— à un feu.
300	—	— crue.
150	—	déchets cuivreux.
200	—	minerais de cuivre quartzeux.
250 à 350	—	spath pesant.
1.900 à 2.000 kilogrammes.		

On fait 5 charges en vingt-quatre heures; on passe donc par jour 9,5 à 10 tonnes de lit de fusion.

On obtient :

1° 3.750 kilogrammes de matte 5e concentrée tenant 72 p. 100 de cuivre, 3 à 4 de plomb, et 350 grammes d'argent aux 100 kilogrammes; sa teneur en fer ne dépasse pas 0,13 p. 100; elle est bocardée et livrée à la fabrique de sulfate de cuivre, à l'usine de Halsbrücke.

2° Accidentellement on trouve dans les moules, sous la matte, du cuivre noir, lequel est cassé, et repasse, comme addition, à la même opération.

3° On obtient enfin des scories cuivreuses, tenant :

3 à 5 p. 100 de cuivre,
10 à 12 p. 100 de plomb,
et 5 grammes d'argent aux 100 kilogrammes;

elles présentent un aspect vitreux, une couleur noire, et un poids spécifique élevé. On les passe comme addition aux opérations D et F.

La consommation de combustible est la même que dans l'opération précédente par vingt-quatre heures, soit 300 kilogrammes par tonne de lit de fusion, ou 830 kilogrammes par tonne de matte 5e concentrée.

La main-d'œuvre est de 1 journée,60 par tonne de matte 5e propre à la désargentation.

Nous avons ici terminé ce qui est relatif à la première partie de cette note, c'est-à-dire le travail des minerais pour plomb d'œuvre et matte cuivreuse concentrée. Des opérations que j'ai décrites, les unes se font d'une manière continue et jouent par conséquent un rôle dominant au point de vue économique : ce sont les opérations B et D, c'est-à-dire la fonte plombeuse et la refonte des scories, ainsi que les différents grillages qui les précèdent. Je n'ai pas à revenir sur cette partie du traitement que j'ai longuement décrite.

Les autres opérations, plutôt relatives à la concentration de la matte, se font seulement à certaines époques de l'année, quand on a accumulé une assez grande quantité de produits. Ce travail d'enrichissement de la matte présente les principales conditions suivantes : il est lentement progressif ; commencé au four à cuve, il est terminé au four à réverbère avec addition de minerais riches ; autrement dit on suit le procédé mixte de traitement des minerais de cuivre, qui présente à la fois l'économie du travail au four à cuve et la pureté des produits résultant des fontes de concentration au réverbère. On sait, en effet, que c'est surtout dans ces opérations que l'on peut éliminer l'arsenic et l'antimoine.

A ce point de vue, il est à remarquer qu'aujourd'hui les deux dernières fontes de concentration, le *Spuren* et le *Concentriren* se font au four à réverbère anglais, tandis qu'en 1864, d'après le mémoire de M. Carnot, le *Spuren* se faisait au four à cuve. Comme conséquence, bien que je n'aie pas d'analyse à l'appui, je crois qu'actuellement la matte 5e contient moins d'arsenic et d'antimoine qu'elle n'en contenait autrefois.

Pour la teneur en fer, je la trouve de 1,55 p. 100 dans

une analyse de M. Reich, publiée par M. Carnot. J'ai déjà dit qu'aujourd'hui elle n'atteint pas 0,15 p. 100, et c'est là un grand progrès au point de vue de la désargentation par l'acide sulfurique. On a renoncé à l'addition de charbon dans le lit de fusion, addition qui avait pour but de produire du sulfure de baryum, pour sulfurer le cuivre. Cette réduction de l'oxyde de cuivre ne pouvait-elle aussi se produire avec l'oxyde de fer? Le charbon ne pouvait-il agir directement sur ce dernier? Je crois qu'il faut en partie attribuer à cette suppression du charbon dans le lit de fusion, la diminution considérable dans la teneur en fer de la matte concentrée.

Comme dernière remarque, la teneur en plomb de la matte 5e dépassait 5 p. 100 en 1864; aujourd'hui elle varie entre 3 et 4.

Toutes ces circonstances, réduction de la teneur en fer, en plomb, en arsenic et en antimoine, sont autant d'avantages pour le traitement ultérieur de la matte concentrée.

SECTION II.

Traitement du plomb d'œuvre pour plomb marchand, argent, or, bismuth, plombs stanneux et plombs antimonieux.

La deuxième section comprendra deux chapitres.

Dans le premier nous verrons le traitement direct du plomb d'œuvre pour plomb marchand, argent et or.

Dans le second j'étudierai les élaborations que l'on fait subir aux produits intermédiaires provenant de la première partie du traitement du plomb d'œuvre, élaborations dont les produits principaux sont le bismuth et les alliages de plomb et d'étain, de plomb et d'antimoine.

CHAPITRE PREMIER.

Traitement direct du plomb d'œuvre pour plomb marchand, argent et or.

Les opérations qui constituent cette première partie du traitement peuvent se classer sous les cinq chefs suivants :

Purification du plomb d'œuvre : deux opérations, la liquation et le raffinage proprement dit;
Enrichissement du plomb d'œuvre : pattinsonnage;
Coupellation du plomb riche : deux opérations désignées à Freyberg sous les noms de *Abtreibearbeit* et de *Gutlreiben;*
Raffinage de l'argent;
Séparation de l'or.

Ressuage du plomb d'œuvre (das Saigern des Werkbleies).

Grâce à la multiplicité des espèces minérales, qui constituent les minerais passés à la fonte plombeuse, on obtient à Freyberg un plomb d'œuvre très-impur. La proportion des corps étrangers s'élève à plus de 5 p. 100. Il contient : arsenic, antimoine, étain, fer, zinc, bismuth, cuivre, parfois du nickel et du cobalt. Sa composition est d'ailleurs légèrement variable, suivant qu'il provient de la fonte des minerais ou de la fonte des scories et des mattes.

Un tel plomb d'œuvre ne saurait être directement pattinsonné; il doit nécessairement subir un affinage préalable.

Cet affinage se fait en deux parties, à Freyberg; dans une première opération, la liquation, on se propose de séparer la presque totalité du cuivre qui entre dans le plomb d'œuvre; vient ensuite l'affinage proprement dit, où l'on élimine principalement l'arsenic, l'antimoine et l'étain.

Le ressuage ou la liquation du plomb d'œuvre consiste dans une fusion lente et à basse température de ce régule métallique, sur une sole légèrement inclinée. Le plomb, fa-

cilement fusible, se rend dans un creuset situé à l'extrémité inférieure de la sole ; le cuivre reste sur cette dernière à l'état solide et constitue un produit poreux désigné, à Freyberg, sous le nom d'épines de ressuage (*Saigerdörner*). Telle est la formule de l'opération.

Le four de ressuage est un four à réverbère anglais, de construction analogue à ceux employés dans le travail des mattes cuivreuses, mais de plus petites dimensions. Sur chaque long côté du four, une ouverture pour le chargement ; à l'extrémité inférieure de la sole, le creuset et le trou de coulée. Les lingotières sont disposées devant le four sur deux rangées circulaires; d'ailleurs la coulée du plomb d'œuvre se fait selon le mode et avec l'appareil décrits dans le mémoire de M. Carnot.

Chaque four est desservi par deux ouvriers, qui font des postes de 12 heures.

Le plomb à liquater est, comme je l'ai déjà dit, en gâteaux de la forme d'une calotte sphérique. On le charge au moyen d'une pelle plate en fer dans le voisinage du pont, où l'on accumule tout le métal à élaborer. La fusion terminée, on détache de la sole les épines de ressuage, et on les rapproche du pont, dans le but de leur enlever encore une partie du plomb qu'elles contiennent; on fait une nouvelle charge de plomb d'œuvre brut et l'on continue ainsi jusqu'à ce que le creuset soit rempli de plomb liquaté. On procède alors à la coulée, et les saumons sont envoyés à l'atelier d'affinage. De temps en temps on enlève du four les épines de ressuage qui s'y sont accumulées. On fait huit coulées par jour, et le creuset contient 2.500 kilogrammes de plomb liquaté.

On obtient dans cette opération deux produits : le plomb liquaté et les épines de ressuage.

Plomb liquaté. — On passe par 24 heures 20 tonnes de plomb d'œuvre brut, donnant 97 à 98 p. 100, soit, en moyenne, $19^{t},500$ de plomb liquaté.

Voici un exemple de sa composition :

Cuivre.	0,032
Arsenic.	0,560
Antimoine.	0,710
Étain.	0,780
Fer.	traces.
Zinc.	traces.
Bismuth.	0,070
Nickel.	0,006
Argent.	0,760
Plomb.	97,082 par différence.
	100,000

Le plomb d'œuvre a été principalement débarrassé du cuivre qu'il contenait; mais sa teneur en arsenic, en antimoine et en étain, ne permettrait pas encore de le pattinsonner. Il doit aller à l'affinage.

Épines de ressuage. — Pour 100 de plomb d'œuvre on obtient 2 à 3 p. 100 d'épines de ressuage, soit en moyenne, par 24 heures, 500 kilogrammes.

Voici la composition des épines de ressuage correspondant au plomb liquaté dont j'ai donné l'analyse :

Cuivre.	28,38
Arsenic.	4,93
Antimoine.	4,26
Étain.	1,82
Fer.	4,58
Zinc.	0,42
Nickel.	2,72
Argent.	0,29
Plomb.	14,38
Soufre.	8,58
	70,36

Cette analyse montre que, sauf le bismuth, toutes les impuretés du plomb d'œuvre passent, en partie ou en totalité, dans les épines de ressuage; il y a aussi évidemment élimination d'arsenic et d'antimoine par voie de volatilisation.

Enfin le soufre, que nous trouvons comme dernier terme de l'analyse, nous apprend que le plomb d'œuvre n'est pas exempt quelquefois d'une petite quantité de matte, et que celle-ci passe complétement ou à peu près dans les épines de ressuage.

Ce produit intermédiaire est traité au four à cuve, à cause de sa teneur en plomb et en argent; la proportion de cuivre qu'il contient le fait plus spécialement destiner aux opérations D et F, qui ont à la fois pour but l'appauvrissement des scories de la fonte plombeuse et l'enrichissement des mattes.

L'inspection du tableau suivant permettra de juger plus sûrement encore que par les analyses précédentes du degré dans lequel on atteint par le ressuage le but de la séparation du cuivre.

La colonne I correspond à du plomb d'œuvre provenant de la fonte des minerais, et la colonne II à du plomb d'œuvre provenant du travail des scories :

	I.	II.
	p. 100.	p. 100.
Teneur en cuivre du plomb d'œuvre avant la liquation.	0,605	0,530
Teneur en cuivre du plomb liquaté.	0,048	0,056
Proportion du plomb liquaté p. 100 de plomb brut. . . .	97,59	98,21
Proportion des épines de ressuage p. 100 de plomb brut.	3,66	4,03
Teneur en cuivre des épines de ressuage.	15,27	11,82
Du cuivre contenu dans le plomb d'œuvre il est passé dans les épines.	92,44	89,65
Du cuivre contenu dans le plomb d'œuvre il est passé dans le plomb liquaté.	7,56	10,35

On voit que 90 p. 100 environ du cuivre contenu dans le plomb d'œuvre sont éliminés dans les épines de ressuage. Ce résultat ne saurait certainement s'obtenir dans l'affinage par voie d'oxydation. Il suffit, pour s'en convaincre, de consulter les analyses de plomb d'œuvre et de plomb affiné consignées dans le mémoire de M. Carnot. La teneur en cuivre y est la même avant et après la fusion oxydante.

Consommations. — La main-d'œuvre est de $0^{journée},20$ par tonne de plomb d'œuvre; on brûle par jour 6 hectolitres de houille, soit 23 à 24 kilogrammes par tonne de plomb d'œuvre.

Les usines de la Mulde et de Halsbrücke possèdent trois fours de ressuage, où l'on pourrait par suite liquater en 24 heures 60 tonnes de plomb d'œuvre.

Raffinage du plomb d'œuvre (das Raffiniren des Saigerbleies).

Le raffinage du plomb d'œuvre consiste dans une fusion oxydante sous l'action d'un courant d'air forcé, à la température du rouge sombre. C'est une opération bien connue, décrite en particulier dans le mémoire de M. Carnot, et sur laquelle je passerai brièvement, insistant seulement sur les différents produits secondaires.

Le four de raffinage est un four à réverbère anglais. De chaque côté du pont se trouvent, à la hauteur de la surface du bain métallique, deux ouvertures par lesquelles les buses lancent le courant d'air oxydant; sur l'un des longs côtés, une ouverture de chargement et la porte de la chauffe; en face, le trou de coulée, et enfin à l'extrémité de la sole, une petite ouverture de travail par laquelle se fait l'écumage du bain.

La sole réfractaire et imperméable au bain métallique se confectionne comme dans les fours de concentration des mattes.

Un seul point est à noter, c'est la profondenr de la sole au-dessous du pont. Elle était, en 1864, de $0^m,33$, et l'on chargeait par opération 8 tonnes de plomb d'œuvre; aujourd'hui que l'on charge 20 tonnes, la hauteur du pont au-dessus de la sole est de $1^m,13$ (4').

Un four de raffinage est desservi par un ouvrier qui fait des postes de douze heures. Il est aidé par des manœuvres pour le chargement et la coulée.

La durée de l'opération est naturellement variable avec la pureté du plomb d'œuvre. Elle est en moyenne de trente-cinq à trente-six heures pour le plomb provenant de la fonte des minerais.

On obtient dans ce cas les produits suivants classés dans l'ordre de leur formation.

I. *Abstrich pulvérulent* (*ungeschmolzener Abstrich*). — Il est surtout riche en étain ; ce métal y existe certainement à l'état de stannate de plomb.

Il tient en moyenne :

Étain.	9 p. 100
Arsenic.	6 —
Antimoine.	6 —

Pour 100 de plomb d'œuvre, on obtient 1 à 2 de ce produit intermédiaire, qui est destiné, comme nous le verrons, à la fabrication de plombs stanneux.

II. *Abstrich fondu arsenical* (*geschmolzener gelber arsenikal Abstrich*) tenant en moyenne :

Arsenic.	11 p. 100
Antimoine.	5 —
Étain.	1 à 2 —

On en obtient 2 à 3 p. 100 du plomb passé au raffinage.

III. *Abstrich fondu antimonial* (*geschmolzener schwarzer antimonreicher Abstrich*).— Il est de couleur noire ; il tient :

Antimoine.	8 p. 100
Arsenic.	5 —

On en obtient 2 p. 100 du plomb liquaté.

IV. *Abstrich noir cristallin* (*schwarzer crystallin Abstrich*).— Il est encore appelé abstrich n° 2. Il renferme :

Antimoine.	6 p. 100
Arsenic.	3 —

Pour 100 de plomb d'œuvre, il se forme 3 à 3 1/2 p. 100 de ce produit.

V. *Abstrich jaune verdâtre* (*grünlichgelber Abstrich*), ou abstrich n° 3, ou encore dernier abstrich. Il tient :

Antimoine.	2 p. 100
Arsenic.	1/2 —

Pour 100 de plomb liquaté, on obtient 5 à 7 d'abstrich n° 3.

Les produits de II à V sont réunis et destinés à la fabrication d'alliages de plomb et d'antimoine.

VI. Enfin on obtient 84 p. 100 de plomb raffiné, suffisamment pur pour aller au pattinsonnage.

Les nombres précédents sont des moyennes et je ne crois pas inutile de compléter ces données par deux exemples précis, qui montreront combien sont élastiques les limites de richesse des différents abstrichs, en arsenic, antimoine et étain. On y verra aussi que, par suite de la variété de composition et de provenance des plombs d'œuvre, certains des produits sus-mentionnés peuvent parfois faire défaut.

Le raffinage de plomb d'œuvre provenant de la fonte des minerais a donné, à l'usine de la Mulde, les résultats suivants :

	ANTIMOINE p. 100.	ÉTAIN p. 100.	ARSENIC p. 100.	POUR 100 de plomb d'œuvre.
Abstrich I.	2,8	11,6	1,4	3,3
Abstrich II.	8,5	8,9	8,7	5,3
Abstrich III.	6,7	1,3	4,4	
Abstrich V.	3,1	0,4	2,0	3,2

Le tableau suivant se rapporte au raffinage de plomb d'œuvre provenant de la fonte des scories :

	ANTIMOINE p. 100.	ÉTAIN p. 100.	ARSENIC p. 100.	POUR 100 de plomb d'œuvre.
Abstrich I.	4,8	8,1	1,4	3,34
Abstrichs II et III. . , . .	7,7	0,4	2,5	3,28
Abstrich V.	3,7	0,1	0,7	3,02

Consommations. — On consomme 70 kilogrammes environ de combustible par tonne de plomb passé au raffinage; la main-d'œuvre est de $0^{\text{journée}},15$.

Si l'on calcule d'après ces nombres les frais réunis des opérations du ressuage et du raffinage par tonne de plomb d'œuvre, on trouve comme consommation de combustible 84 kilogrammes, et comme main-d'œuvre $0^{\text{journée}},35$. Ces mêmes frais étaient autrefois pour la seule opération du raffinage de 75 kilogrammes de houille et de $0^{\text{journée}},455$ de main-d'œuvre, d'après le mémoire de M. Carnot. En estimant aujourd'hui la houille et la journée de main-d'œuvre au même taux qu'en 1864, on arrive sensiblement à la même dépense d'argent; quant à la pureté du plomb raffiné, elle est plus grande actuellement, surtout pour ce qui est du cuivre. A ce point de vue, l'opération intermédiaire du ressuage est certainement un progrès. Son introduction a dû être provoquée par la teneur constamment croissante en cuivre du plomb d'œuvre, laquelle a son origine dans l'admission en proportion de plus en plus grande des minerais de cuivres riches dans le lit de fusion de la fonte plombeuse. Comme je l'ai déjà dit, il conviendrait peut-être de restreindre un peu l'emploi de ces minerais, en les réservant plus spécialement pour la concentration de la matte au réverbère.

Les deux usines royales de la Mulde et de Halsbrücke possèdent quatre fours de raffinage du plomb, où l'on pourrait passer par vingt-quatre heures 50 tonnes de plomb liquaté.

Pattinsonnage.

Le plomb d'œuvre raffiné est enrichi par le pattinsonnage. J'aurai peu à insister sur cette opération, qui a été longuement décrite par M. Carnot. La méthode par cristaux intermédiaires, employée en 1864, n'a subi depuis cette époque, aucune modification, quand, au contraire, dans la plupart

des autres usines, on a successivement introduit le pattinsonnage mécanique et le zingage. On se rend compte de ce fait en entrant dans l'atelier de cristallisation : l'ensemble avec lequel travaillent les ouvriers placés sur deux rangs devant les chaudières, la précision des manœuvres, la bonne entente des mouvements et la facilité qui semble avant tout présider à un travail très-pénible, tout cela décèle dans la brigade chargée du pattinsonnage une habitude, une éducation physique, qui a dû être d'un grand poids pour la conservation de la méthode : surtout si l'on y joint la considération d'une installation qui ne laisse rien à désirer par sa simplicité et son confortable. Donc on a conservé le pattinsonnage pur et simple, et j'en vais rappeler les conditions principales.

Une batterie se compose de 15 chaudières placées sur une même ligne. Ces chaudières ont une forme hémisphérique; leur diamètre est de $1^m,57$ (5′ 6″), et leur profondeur de $0^m,85$ (3′).

Les plombs d'œuvre de Freyberg sont, comme je l'ai déjà dit, de richesse très-variable en argent, soit par suite de l'addition aux différents lits de fusion de minerais riches étrangers et de déchets d'orfèvre, soit par suite de leur provenance diverse : ceux, par exemple, qui sont produits dans la révivification des litharges sont beaucoup plus pauvres que ceux obtenus dans la fonte des minerais.

De la teneur en argent du plomb à pattinsonner dépend évidemment le nombre des opérations nécessaires tant pour l'enrichissement que pour l'appauvrissement. A chaque chaudière correspond une teneur en argent variant dans des limites assez restreintes; les plombs d'œuvre raffinés sont essayés pour argent et l'on détermine ainsi la chaudière qui doit tout d'abord recevoir le plomb à enrichir.

A ce point de vue, la diversité de composition des différents plombs d'œuvre est un véritable avantage pour le

pattinsonnage, en ce sens qu'elle permet de tenir toutes les chaudières constamment remplies.

La teneur moyenne des plombs d'œuvre provenant de la fonte des minerais est de 500 à 700 grammes aux 100 kilogrammes. Ils sont chargés dans la troisième chaudière du côté des chaudières riches.

Les produits du pattinsonnage sont les suivants :

I. Du *plomb riche* tenant de 1.500 à 1.800 grammes d'argent aux 100 kilogrammes; il est envoyé à la coupellation.

II. Du *plomb pauvre* tenant 1 à 2 grammes d'argent aux 100 kilogrammes; sa teneur en cuivre est en moyenne de 0,05 et sa teneur en fer de 0,02; il renferme des traces d'arsenic et d'antimoine.

Voici d'ailleurs deux exemples de sa composition :

Cuivre.	0,0356	0,0601
Bismuth.	0,0424	0,0203
Antimoine.	0,0010	0,0011
Fer.	0,0009	0,0014
Zinc.	0,0000	0,0005
Total des impuretés.	0,0799	0,0834
Argent.	1gr,5	1gr,2 aux 100 kilog.

Voici maintenant les résultats d'autres recherches, faites en 1873, sur les teneurs en cuivre et en bismuth des plombs pauvres. Quatre échantillons ont donné les nombres suivants :

	CUIVRE	BISMUTH
a.	0,049	0,032
b.	0,046	0,025
c.	0,041	0,015
d.	0,047	0,018

Ces recherches avaient surtout de l'intérêt au point de vue de la teneur en bismuth. Il s'agissait de déterminer la proportion qui reste dans le plomb pauvre ; elle est, comme on le voit, très-minime. Le bismuth passe à peu près tout

entier dans le plomb riche d'où on l'extrait ultérieurement, comme nous le verrons.

Peut-être trouverait-on dans la présence du bismuth une raison de plus pour conserver le pattinsonnage à Freyberg. Les usines ont tout intérêt à extraire ce métal, qui n'est pas payé aux mines. Or, je ne sais si jusqu'à présent des études ont été faites dans le but de déterminer comment il se comporte dans l'opération du zingage ; il y aurait en sus à trouver le procédé convenable pour l'isoler du produit auquel il tomberait en partage.

Le plomb pauvre des usines de Freyberg est très-doux ; c'est un produit marchand.

III. Un troisième produit consiste dans des *crasses de pattinsonnage*, appelées *Schlickers*, qui se forment pendant la fusion du plomb d'œuvre, complètent son affinage, et sont écumées avant la cristallisation. Les *Schlickers* sont principalement composés d'oxydes de cuivre et de plomb. Ils sont argentifères ; mais leur richesse est variable avec la chaudière d'où ils proviennent. On les distingue en *Schlickers riches* des chaudières 1 à 3 inclusivement à partir de la chaudière riche, en *Schlickers moyennement riches* des chaudières 4 à 9 et en *Schlickers pauvres* des chaudières 10 à 14.

Nous verrons ultérieurement le traitement de ces produits intermédiaires.

Coupellation.

J'ai déjà dit qu'à Freyberg plusieurs opérations tirent un caractère spécial de ce fait que les minerais tiennent un grand nombre de métaux d'une valeur plus ou moins élevée, que l'on peut extraire avec profit. Nous venons d'en voir un exemple dans l'épuration du plomb d'œuvre : la présence du cuivre en notable proportion a conduit à diviser l'opération en deux et à faire précéder le raffinage proprement dit de la liquation.

L'extraction de l'argent du plomb d'œuvre enrichi va également nous présenter une particularité tenant cette fois à la présence du bismuth. On n'arrive à l'argent d'éclair qu'à la suite de deux opérations : la première, la coupellation proprement dite (*Abtreibearbeit*), donne comme produit un alliage d'argent et de plomb tenant 60 à 70 p. 100 d'argent, et dans lequel se concentre la presque totalité du bismuth contenu dans le plomb d'œuvre. Dans une seconde opération (*Das Guttreiben der Bleileder vom Abtreiben*), on termine sur une sole fraîche la coupellation de cet alliage triple d'argent, de plomb et de bismuth, et l'on va jusqu'à l'argent d'éclair.

La raison de cette division dans le travail est la suivante : le bismuth est moins oxydable que le plomb ; pendant la formation des litharges, il se concentre dans le bain métallique. C'est au moment où il commence à s'oxyder qu'on arrête la coupellation ; si on la continuait jusqu'à l'argent d'éclair, l'oxyde de bismuth se trouverait disséminé dans une grande quantité d'oxyde de plomb, la coupelle déja saturée en absorberait peu ou point ; dans tous les cas on aurait des produits trop pauvres en bismuth pour qu'ils pussent directement passer à l'extraction de ce métal. En reprenant au contraire la coupellation sur une nouvelle sole, on obtient des fonds de coupelle et souvent des litharges suffisamment riches en bismuth pour pouvoir être immédiatement traités par voie humide.

Coupellation proprement dite (Abtreibearbeit).

La méthode employée est la méthode par filage dans de grands fours allemands à chapeau mobile.

La description de ces fours, complétée par des dessins détaillés, a été donnée par M. Carnot ; il n'y a aujourd'hui rien de changé, ni quant à la forme, ni quant aux dimensions.

La seule modification consiste en ce que le bois n'est plus employé comme combustible. On lui a substitué, dans un but d'économie, des lignites de Bohême, et, comme conséquence, on a été conduit à souffler la chauffe, afin d'avoir une flamme plus claire et en tout cas très-oxydante. A l'économie de combustible ainsi réalisée correspond un assez grand inconvénient : l'ouvrier juge difficilement de l'aspect du bain, et il doit surtout se guider sur la manière d'être des litharges pour régler la marche de l'opération.

La charge primitive de plomb d'œuvre s'élève de 8,5 à 9 tonnes. La quantité de plomb filé est d'environ deux fois la charge primitive, et le poids des saumons traités en une seule opération atteint alors 25,5 à 27 tonnes.

Si nous passons en revue les différents produits qui prennent successivement naissance pendant la coupellation, nous trouvons en premier lieu des abzugs, composés pulvérulents, formés principalement des oxydes des métaux étrangers autres que le bismuth, qui subsistent encore dans le plomb riche, malgré trois affinages successifs, à savoir le ressuage, le raffinage proprement dit et l'écumage des chaudières de cristallisation.

Viennent ensuite les litharges, parmi lesquelles on distingue les variétés suivantes :

I. Les litharges jaunes, tenant de 40 à 60 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

II. Les litharges rouges avec une teneur en argent inférieure à 25 grammes aux 100 kilogrammes. Les conditions reconnues par l'expérience comme favorables à la formation des litharges rouges, sont : la pureté du plomb d'œuvre, la lenteur du refroidissement, et aussi, dans le cas particulier de Freyberg, une pauvreté relative du plomb d'œuvre en bismuth.

III. Les litharges bismuthifères; ce sont les dernières obtenues.

IV. Enfin les litharges qui se figent de chaque côté de la voie, et qui retiennent généralement une assez grande quantité de grenailles de plomb riche ; on les appelle, à Freyberg : *Vorschlagglätte* ou *Scheideglätte.*

Vers la fin de l'opération, on fait des prises d'essai qui permettent d'arrêter la coupellation au moment où l'alliage de plomb et d'argent tient de 60 à 70 p. 100 d'argent. Il se forme alors, à la surface du bain métallique, une espèce de départ sous forme de globules très-brillants d'un alliage plus riche en argent.

La consommation de combustible est de 2 stères et demi de bois, pour la mise en feu, et de 68 hectolitres de lignites, pesant ensemble 5 tonnes à 5 tonnes et demie.

Quant aux poids des différents produits obtenus, ils sont très-variables. Voici à ce sujet quelques nombres pris sur les tableaux de l'usine :

	I	II
	tonnes.	tonnes.
Poids du plomb d'œuvre traité	27,440	28,085
Abzugs	0,100	0,100
Litharges rouges	2,900	0,900
Litharges jaunes	20,500	22,600
Litharges bismuthifères	0,200	0,800
Scheide glätte	0,300	0,400
Fonds de coupelle	2,900	2,600
— riches en bismuth	0,600	0,500

En dépit du filage et grâce à un affinage prolongé du plomb d'œuvre, les litharges rouges sont assez pures pour pouvoir être livrées au commerce.

Voici quelques résultats d'analyses, faites en 1873, au point de vue de leur teneur en cuivre et en bismuth.

CUIVRE.	BISMUTH.
0,052	traces
0,056	—
0,055	—
0,052	0,008

Nous verrons ultérieurement le traitement des autres produits intermédiaires.

Coupellation. — Deuxième partie (das Guttreiben).

Comme je l'ai déjà dit, on se propose dans cette opération d'arriver à l'argent d'éclair et de recueillir des litharges et des fonds de coupelle riches en bismuth, pouvant être avantageusement traités par voie humide pour l'extraction de ce métal.

Les fours employés à ce travail, semblables à ceux du raffinage de l'argent, ont la forme des fours à réverbère anglais, avec des dimensions plus petites. Ils présentent d'un autre côté les principaux caractères d'un four de coupellation ordinaire, à savoir : le chapeau mobile en tôle, la sole en marne, et, de chaque côté du pont, une tuyère soufflant sur la sole le courant d'air oxydant. M. Carnot en a donné la description et le dessin au chapitre du raffinage de l'argent d'éclair.

Le combustible employé est le lignite; la chauffe est soufflée.

La sole en marne terminée, on abaisse le chapeau et on le lute ; puis on commence à chauffer et l'on élève lentement la température au rouge clair. La sole est alors parfaitement sèche et l'on peut charger les saumons par l'ouverture située sur l'un des longs côtés du four. On a soin de reporter toute la charge dans le voisinage du pont, pour arriver à une fusion plus rapide. L'ouverture de chargement est fermée et lutée.

Une heure environ après le chargement, la fusion est complète et l'on donne le vent. Les litharges bismuthifères sont en partie absorbees par la sole, en partie écoulées par une voie pratiquée dans la marne qui vient affleurer à l'ouverture de travail.

Vers la fin de l'opération, on fait des prises d'essai.

Quand la couleur du métal passe du bleu de plomb au blanc d'argent, et que la cassure devient finement grenue, on procède à la coulée de ce que l'on appelle toujours l'argent d'éclair (*Blicksilber*), bien qu'ici le phénomène de l'éclair ne serve pas de guide pour arrêter la coupellation.

La durée de l'opération, comptée à partir du chargement, est de huit à dix heures. Il faut quatre heures environ pour la mise en feu.

Produits. — I. On obtient dans chaque opération, faite sur les produits de deux coupellations successives, environ 900 kilogrammes d'argent d'éclair tenant en moyenne 95 p. 100 d'argent.

II. Les litharges ont une teneur variable en bismuth, ne s'élevant pas toutefois au-dessus de 8 p. 100. Si elle est inférieure à 4 p. 100, elles sont traitées, comme nous le verrons, avec les litharges bismuthifères de la coupellation; si elle est supérieure à 4 p. 100, elles vont à l'extraction du bismuth.

III. Les parties de la sole imprégnées de litharge tiennent environ 6 p. 100 de bismuth; elles sont propres à l'extraction directe de ce métal.

Consommations. — Le four est desservi par un ouvrier et un aide, et l'on brûle dans une opération 4 hectolitres de lignites, ce qui porte la main-d'œuvre à 2f,30 et la consommation de combustible à 4 hectolitres 1/2 de menus lignites par tonne d'argent d'éclair.

Raffinage de l'argent d'éclair.

Cette opération se fait à l'usine de Halsbrücke, dans le même four que la précédente et dans des conditions tout à fait analogues.

La seule différence consiste en ce qu'ici il n'y a point de litharges à évacuer; le peu d'oxydes de plomb et de bis-

muth qui se forment sont absorbés par la sole; on jette au besoin de la marne à la surface du bain métallique.

On juge de la fin de l'opération par les deux caractères suivants : la surface de l'argent doit être parfaitement claire et miroitante; de plus, si l'on puise une petite quantité d'argent et qu'on le laisse se solidifier, il doit présenter le phénomène du rochage.

L'opération terminée, l'argent n'est point coulé en lingots, mais grenaillé, en vue de l'extraction de l'or. A cet effet on le verse au moyen d'une poche dans un vase en cuivre rempli d'eau, en ayant soin de promener le filet liquide sur toute la surface de l'eau; en outre, l'eau chaude s'écoule constamment et est remplacée par de l'eau froide.

La charge est de 900 kilogrammes d'argent d'éclair.

Le four est desservi par un ouvrier et un aide.

Les produits de l'opération sont les suivants :

I. De l'argent raffiné aurifère, tenant 99,5 p. 100 d'argent et des traces de cuivre, de plomb, de bismuth.

II. Un abstrich et des fonds de coupelle, tenant environ 8 p. 100 de bismuth. Ces derniers produits vont à l'extraction du bismuth.

Extraction de l'or.

La séparation de l'or se fait suivant un principe bien connu, en traitant l'argent raffiné par l'acide sulfurique à 66°, lequel laisse l'or insoluble.

L'attaque se fait dans une chaudière en fonte chauffée dans un four à vent. Cette chaudière est recouverte d'un chapeau en cuivre avec tube de dégagement, conduisant l'acide sulfureux à une petite chambre de condensation construite en tôle de plomb, dans laquelle se dépose le sulfate d'argent entraîné. Un agitateur permet de maintenir constamment les grenailles d'argent en suspension dans la liqueur. Voilà pour l'appareil.

On opère sur 400 kilogrammes d'argent raffiné, et l'on

emploie à leur attaque 800 kilogrammes d'acide sulfurique.

Quand la dissolution est complète, on laisse l'or se rassembler au fond de la chaudière. Après dix heures de repos, on puise la liqueur avec des poches en cuivre, on la porte dans la caisse en bois doublée de plomb où doit se faire la précipitation de l'argent, et on lui réunit les petites quantités de sulfate d'argent recueillies dans la chambre de condensation.

L'or de cément est encore imprégné de sulfate d'argent et contient en outre des parcelles d'argent métallique. On lui fait subir un premier lavage à l'eau chaude dans des vases en bois doublés de plomb, pour lui enlever les sulfates. Les eaux de lavage sont réunies à la première liqueur. On le fait ensuite digérer à chaud avec de l'acide sulfurique dans une chaudière en fonte, pour dissoudre l'argent métallique, et la liqueur ainsi obtenue sert à l'attaque suivante de l'argent aurifère. L'or est de nouveau lavé à l'eau chaude, jusqu'à ce que les eaux de lavage ne décèlent plus trace d'acide sulfurique par le chlorure de baryum.

On procède alors à la séparation du platine, qui est essentiellement une opération de laboratoire. Je ne la décrirai point ici; je me borne seulement à signaler la présence du platine dans les minerais traités à Freyberg. On l'a longtemps ignorée, et c'est sur les réclamations des orfèvres qu'on a dû séparer le platine de l'or livré au commerce.

En dernier lieu, l'or est fondu avec du borax dans des creusets en graphite, et coulé en lingots. Il tient 0,995 de fin.

Les diverses liqueurs de sulfate d'argent sont étendues jusqu'à marquer 20° Baumé, et précipitées par de la tôle de cuivre. L'opération est terminée quand la liqueur ne précipite plus par le chlorure de sodium. On laisse alors l'argent se déposer, on décante le sulfate de cuivre, et l'argent de cément est passé sur un crible en cuivre très-

fin, où il dépose les parcelles de cuivre qui peuvent lui être mélangées. Il est ensuite lavé à l'eau, pour le débarrasser du sulfate de cuivre qui l'imprègne, et découpé à la presse hydraulique en gâteaux que l'on porte au rouge dans des cornues en fer. Il est fondu enfin dans des creusets en graphite et coulé dans des lingotières. Les lingots ainsi obtenus sont des produits marchands.

Quant au sulfate de cuivre produit dans cette opération, il passe d'abord dans un bassin de clarification où il dépose encore un peu d'argent de cément, et de là dans les bassins d'évaporation de la fabrique de vitriol bleu.

CHAPITRE SECOND.

Traitement des produits intermédiaires.

Révivification des litharges.

Les pains de litharges provenant de la coupellation sont cassés, puis tamisés. Les litharges rouges se désagrègent complètement et se séparent des litharges jaunes qui vont à la réduction, cassées en morceaux de la grosseur du poing.

Le four de révivification est le four à manche de Stollberg. Il a été longuement décrit. Je n'ai pas a y revenir, non plus que sur les conditions du travail.

On passe en 24 heures :

35 à 40 tonnes de litharges,
4 tonnes de scories de la fonte plombeuse,
350 à 400 kilogrammes de spath fluor.

La consommation de coke est de 2.400 à 2.500 kilogram-

mes; on charge en allure normale 10 auges de litharges pour 2 auges de scories et 4 paniers de coke.

L'allure est très-rapide, comme on peut le voir d'après les nombres précédents, et surtout par comparaison avec la quantité de minerai que passe un four de Stollberg, laquelle ne va guère au-delà de 13 tonnes; considérons en outre que la *Beschickung* ne tient que de 20 à 25 p. 100 de plomb.

La coulée du plomb d'œuvre doit se faire très-souvent, et le personnel du four est augmenté : il comprend 1 fondeur et un aide, 2 chargeurs, 1 traîneur de scories, et 2 ouvriers spécialement destinés à couler le plomb dans les moules qui le doivent recevoir.

On obtient comme produits : du plomb révivifié (*Frischblei*) relativement pur, et qui subit pour son compte le traitement général du plomb d'œuvre; des scories plombeuses riches, tenant 10 p. 100 de plomb environ, lesquelles sont cassées et repassent à l'opération D.

La consommation de combustible est de 70 kilogrammes par tonne de litharges, et la main-d'œuvre rapportée à la même unité est de $0^{f},40$.

Les fonds de coupelle passent également à ce travail, associés à des litharges; leur nature siliceuse oblige à modifier le lit de fusion et à diminuer la proportion de scories; les conditions générales du travail sont d'ailleurs les mêmes.

Une partie des fonds de coupelle passe également, comme addition, aux opérations B, D et F.

Les *Scheideglätte* sont traitées comme les litharges jaunes et concurremment avec elles.

Traitement des produits bismuthifères.

Je rappelle d'abord les différents produits secondaires tenant du bismuth. Ce sont :

I. Des litharges bismuthifères provenant de la coupellation proprement dite, et dont la teneur en bismuth est inférieure à 4 p. 100;

II. Des fonds de coupelle de la même opération;

III. Les litharges du *Gullreiben* dont la teneur est tantôt inférieure, tantôt supérieure à 4. p. 100;

IV. Les fonds de coupelle de la même opération; ils tiennent plus de 4 p. 100 de bismuth;

V. Les abstrichs du raffinage de l'argent d'éclair;

VI. Les fonds de coupelle de la même opération.

Ces deux derniers produits tiennent plus de 4 p. 100 de bismuth.

Les produits I et II, de même que les litharges III, quand leur teneur en bismuth est inférieure à 4 p. 100, ne sont pas assez riches pour aller directement à l'extraction du bismuth. On les révivifie au four de Stollberg dans les mêmes conditions que les litharges jaunes; on obtient ainsi un plomb d'œuvre riche en bismuth, lequel est traité pour son compte comme le plomb d'œuvre ordinaire, et donne dans la coupellation et dans les opérations suivantes des produits secondaires tenant assez de bismuth pour que ce métal puisse être extrait avec profit.

Les produits IV, V et VI sont directement traités pour bismuth par voie humide. Leur teneur est comprise entre 4 et 8 p. 100. On leur adjoint les litharges III, quand elles sont suffisamment riches.

Le principe de l'opération est le suivant : l'oxyde de bismuth est soluble dans l'acide chlorhydrique suffisamment concentré. Par addition d'une grande quantité d'eau, la dissolution laisse précipiter le bismuth à l'état d'oxychlorure, dont la formule est $BiCl^3, 2BiO^3$.

La dissolution se fait dans des vases en terre vernissés à l'intérieur, dont la contenance est d'environ 200 litres. On traite dans un vase 50 kilogrammes de litharges ou de fonds de coupelle, finement bocardés, par un poids égal

d'acide chlorhydrique du commerce. L'attaque s'opère à froid. Lorsqu'elle est terminée, on abandonne la dissolution à elle-même, après avoir rempli le vase avec de l'eau, et on laisse se déposer les matières en suspension.

On fait ensuite passer la dissolution dans une grande cuve en bois au moyen d'un siphon. Cette cuve, où se fait la précipitation, a une capacité de 1.100 litres environ. On la remplit d'eau, et l'oxychlorure de bismuth se précipite sous la forme d'une boue blanche. Après vingt-quatre heures, le précipité est rassemblé, et l'on évacue la liqueur, au moyen d'un robinet, dans un grand bassin de clarification, où il se dépose encore un peu de sel de bismuth.

On introduit dans la cuve de précipitation une nouvelle lessive de bismuth, que l'on étend d'eau, et l'on continue ainsi à précipiter de l'oxychlorure de bismuth, jusqu'à ce que le niveau du dépôt atteigne presque le niveau du robinet par lequel on soutire la liqueur claire. Un robinet situé plus bas permet l'écoulement du précipité, qui est conduit sur un filtre en toile.

Dans le vase de dissolution, il reste encore une hauteur de quelques centimètres de liquide au-dessus des matières inattaquées qui se sont déposées. Il faut laver ce dépôt par décantations à l'eau acidulée. Pour chaque lavage, on emploie 10 kilogrammes d'acide et l'on remplit d'eau. Le nombre des lavages nécessaires varie depuis 4 jusqu'à 7 avec la teneur en bismuth. Les eaux de lavage sont conduites dans la cuve de précipitation.

Le résidu final de l'attaque des litharges bismuthifères est filtré sur un filtre en quartz, puis séché. Il contient la majeure partie du plomb et de l'argent, et en outre 0,75 p. 100 environ de bismuth. Il repasse au traitement des produits qui tiennent moins de 4 p. 100 de bismuth.

Le sel de bismuth recueilli sur un filtre en toile retient encore une notable proportion de plomb. On le purifie en le dissolvant dans l'acide chlorydrique et le précipitant une

seconde fois par addition d'eau. On le filtre, on le sèche, et il est enfin fondu dans des creusets en fonte ou en graphite avec addition de 16 p. 100 de chaux et de 7 p. 100 de charbon de bois pulvérisé. On obtient ainsi du chlorure de calcium et du bismuth marchand. Il contient au moins 99,5 p. 100 de bismuth; il est allié à une faible quantité de plomb et d'argent.

L'analyse d'un échantillon a donné une teneur en plomb de 0,4 p. 100 et une teneur en argent de 0,025 p. 100.

J'ai vu appliquer ce même procédé de séparation du bismuth aux minerais d'étain d'Altenberg. Ces minerais, très-pauvres (0,25 p. 100 d'étain), sont associés à de faibles quantités de bismuth et de pyrite de fer. Ils sont d'abord bocardés et lavés sur des tables à secousse ; puis on les grille dans des fours à boulanger, et enfin on les traite par l'acide chlorhydrique pour en extraire le bismuth.

Fabrication des alliages de plomb et d'antimoine.

Ces alliages sont tirés des abstrichs II, III, IV et V du raffinage du plomb d'œuvre, produits dont j'ai donné la composition et qui sont surtout riches en arsenic et en antimoine.

On les débarrasse d'abord d'une grande partie du plomb et de l'argent en les fondant dans un four à réverbère avec addition de 4 p. 100 de menu coke. On obtient ainsi un plomb d'œuvre et un abstrich désargenté qui a concentré l'antimoine et une grande partie de l'arsenic.

Ce dernier produit est révivifié au four de Stollberg. On passe en vingt-quatre heures :

	tonnes.
Abstrich désargenté	50,000
Scories de la fonte plombeuse	50,000
Hématite rouge	1,000
Fer oxydulé	0,500
Castine	0,250
	101,750

Les scories de cette fonte réductive tiennent 8 à 10 p. 100 de plomb et sont légèrement argentifères; elles repassent aux opérations B, D ou F.

On obtient en outre un alliage de plomb et d'antimoine, très-arsenical, tenant 5 à 10 grammes d'argent aux 100 kilogrammes.

Cet alliage passe à liquation, où il est débarrassé de la majeure partie du cuivre qu'il contient, et où il perd aussi une quantité notable d'arsenic. Mais c'est surtout dans une dernière opération, désignée à Freyberg sous le nom de *Polten*, que l'arsenic est éliminé. Voici en quoi consiste ce travail: L'alliage de plomb et d'antimoine est fondu dans une chaudière de pattinsonnage; on enlève les crasses qui se forment à la surface et l'on introduit dans le bain des tiges de bouleau suspendues à un levier. Il se reproduit un vif dégagement de gaz, en tout semblable à une ébullition; la surface en contact avec l'atmosphère est sans cesse renouvelée, et l'on active ainsi le départ de l'arsenic. L'antimoine, moins oxydable, se concentre dans l'alliage.

L'opération dure environ 12 heures, pendant lesquelles on a soin de promener les tiges de bouleau dans toutes les parties de la chaudière et d'enlever les crasses.

On ne saurait éliminer complètement l'arsenic, car l'antimoine lui-même s'oxyderait; on arrête le *Polten* lorsqu'une prise d'essai donne une cassure à grain très-fin et une surface polie et brillante. On coule alors le métal dans des moules en fonte.

L'alliage ainsi obtenu contient en moyenne 14 p. 100 d'antimoine, 1,5 p. 100 d'arsenic et 0,2 p. 100 de cuivre.

Voici deux exemples de sa composition :

Antimoine.	9,9	16,1 p. 100
Étain.	1,8	2,0 —
Arsenic.	0,3	0,9 —

C'est un produit marchand. Parfois cependant il subit la liquation, quand sa teneur en cuivre est trop élevée.

Il me reste à dire quelques mots de l'abstrich n° 1 provenant du raffinage du plomb d'œuvre, et nous aurons passé en revue les différents produits intermédiaires.

C'est un abstrich pulvérulent contenant environ 9 p. 100 d'étain, 6 p. 100 d'arsenic et 6 p. 100 d'antimoine. L'étain qui se concentre dans ce produit paraît provenir des blendes noires de Freyberg; on m'a même affirmé que des analyses l'avaient pleinement démontré; mais il m'a été impossible de vérifier le fait.

On n'est pas encore bien fixé sur le traitement à faire suivre à cet abstrich. La difficulté consisterait à l'enrichir en étain, tout en éliminant l'antimoine et surtout l'arsenic, afin d'obtenir des produits commerciaux. On ne trouve que difficilement aujourd'hui l'écoulement des plombs stanneux fabriqués à Freyberg, vu leur faible teneur en étain et leur impureté.

L'abstrich est simplement fondu dans un four à réverbère avec addition de menu coke, comme les abstrichs antimonieux, dans le but de l'appauvrir en plomb et surtout en argent; on obtient un plomb d'œuvre et un abstrich désargenté.

Ce dernier est réduit dans les fours de Stollberg, et le plomb stanneux qui en résulte est livré au commerce, après avoir subi la liquation, qui élimine le cuivre.

Nous avons terminé ce qui est relatif au travail du plomb d'œuvre. Un fait qui est apparent tout d'abord, c'est le grand nombre des opérations et la grande quantité des produits intermédiaires. Il résulte de la complexité des minerais; il a pour conséquence des frais de traitement élevés; en outre ces produits intermédiaires ne se traitent pas d'une manière continue, on est obligé d'attendre qu'ils se soient accumulés en quantité assez grande, et l'on a là, en magasin, un capital complètement improductif.

Il y aurait certainement lieu à cet égard de restreindre autant que possible la proportion de minerais étrangers que l'on associe aux minerais saxons. Mais c'est là une question complexe, touchant à des considérations économiques, que je ne puis ni ne veux aborder. Laissant donc complétement de côté la question de savoir dans quelle limite l'addition de minerais riches et purs aux minerais impurs de Freyberg est économiquement avantageuse, en dehors de quelle limite elle devient onéreuse, j'envisagerai simplement la question technique du traitement d'un plomb d'œuvre très-impur, tenant du cuivre, de l'étain, de l'arsenic, de l'antimoine, du fer et du bismuth. A ce point de vue restreint, la marche actuellement suivie à Freyberg : raffinage divisé en deux opérations, liquation et raffinage proprement dit; première coupellation pour régule bismuthifère et seconde coupellation pour argent d'éclair, tout cela semble pleinement approprié aux conditions du problème.

SECTION III.

Divers annexes de la fonderie.

I. — Fabrique d'acide sulfurique.

Je laisserais ce sujet complétement de côté, si l'installation des appareils et la production des divers réactifs ne me paraissaient présenter quelques particularités intéressantes, tenant en partie aux relations de cette fabrique avec l'usine à plomb.

Nous avons déjà vu les générateurs d'acide sulfureux au chapitre du grillage des minerais ; ce sont les Kilns et les

Gerstenhöfer. Les gaz provenant du grillage contiennent 5 à 6 p. 100 en volume d'acide sulfureux pur.

Un système de chambres de plomb se compose d'une première chambre, dans laquelle arrive le courant de gaz sulfureux, et simplement destinée à régulariser l'écoulement; de deux ou trois chambres principales, dans lesquelles les trois réactifs, acide sulfureux, acide azotique et vapeur d'eau, se trouvent en présence et donnent naissance à l'acide sulfurique; enfin d'une dernière chambre servant à la condensation de l'acide entraîné par le courant gazeux.

Les principales conditions du travail sont les suivantes : l'acide azotique doit toujours être en excès relativement à l'acide sulfureux, de façon qu'au sortir de la dernière chambre principale, tout l'acide sulfureux ait été transformé en acide sulfurique, et que le courant gazeux soit encore légèrement chargé de vapeurs nitreuses. D'un autre côté, au point de vue de la conservation des appareils, l'acide produit dans les chambres ne doit présenter que 48 à 50° Baumé.

On peut juger de l'allure de l'opération de plusieurs façons : en premier lieu, chacune des chambres principales est munie d'indicateurs de niveau gradués permettant d'évaluer la production à chaque instant, et de plus de mesurer le degré de concentration de l'acide. En second lieu, la dernière chambre de l'appareil, chambre de condensation de l'acide sulfurique entraîné, est munie de deux glaces opposées l'une à l'autre, et qui permettent de juger de l'excès de vapeurs nitreuses, par la couleur du courant gazeux. Enfin la température elle-même des chambres est, pour l'ouvrier qui conduit le travail, un indice d'une assez grande sensibilité.

Si la température est trop élevée, l'acide trop concentré, si le courant qui s'échappe de la dernière chambre de plomb est trop chargé de vapeurs nitreuses, on diminue la proportion d'acide azotique et l'on augmente celle de la va-

peur d'eau ; c'est le contraire si l'acide est trop dilué et la température trop basse.

Je viens de dire que le courant gazeux qui s'échappe de la dernière chambre de plomb contient un excès de vapeurs nitreuses. On les recueille au moyen de l'appareil de Gay-Lussac : c'est une tour remplie de coke imbibé d'acide sulfurique à 60°, dans lequel se dissolvent les vapeurs nitreuses. La dissolution est chauffée par introduction de vapeur d'eau ; les vapeurs nitreuses se dégagent et retournent aux chambres de plomb.

Les minerais grillés aux Kilns et aux Gerstenhöfer sont très-arsenicaux ; il en résulte que l'acide sulfurique contient une proportion assez forte d'acide arsénieux et qu'il doit être purifié avant de passer à la concentration. On précipite à cet effet l'acide arsénieux par l'hydrogène sulfuré.

Nous allons voir successivement l'appareil de production de l'hydrogène sulfuré et l'appareil de précipitation.

L'appareil pour la production de l'hydrogène sulfuré se compose de deux caisses en bois doublées de plomb, communiquant par un tuyau de plomb à leur partie inférieure. L'une des caisses reçoit l'acide sulfurique étendu, l'autre le sulfure de fer. Cette dernière est munie d'un double fond en tôle de plomb, percée de trous.

Le sulfure de fer est préparé de la manière suivante : on fond avec des scories, des pyrites parfaitement exemptes de blende. La matte qui résulte de ce traitement, principalement composée de FeS et de Fe^2S^3 est cassée en petits fragments et chargée dans la caisse à double fond.

Le gaz est conduit par un tube de dégagement dans une caisse de lavage ; deux glaces opposées permettent de juger de la vitesse du courant.

La dissolution de sulfate de fer produite dans cette opération marque 28° Baumé. Elle est évaporée jusqu'à 40° dans des chaudières en plomb ; de là elle est conduite à des cuves de cristallisation, dans lesquelles sont suspendues

des lames de plomb. Les cristaux qui se déposent autour de ces lames, cristaux dont la formule est Feo, $So^{3}+7Ho$, constituent un produit commercial.

L'appareil de précipitation se compose d'une tour quadrangulaire en tôle de plomb ; tout l'espace intérieur est rempli de pièces horizontales en plomb, en forme de toit, dont l'arête est dirigée vers le haut. Ces pièces sont disposées en quinconce ; deux rangées successives en présentent 8 et 9.

L'acide sulfurique à purifier arrive à la partie supérieure dans un crible en plomb ; il tombe en gouttelettes dans la tour, circule sur les parois inclinées des pièces de plomb et rencontre le courant ascendant d'hydrogène sulfuré, qui, lui, arrive à la partie inférieure de la tour. La surface de l'acide en contact avec le gaz est, par cette disposition, très-étendue, et la durée du contact est elle-même très-longue. On arrive ainsi à une précipitation assez complète de l'arsenic.

Au sortir de l'appareil de précipitation, l'acide sulfurique est conduit à une cuve de clarification ; s'il n'est pas encore suffisamment pur, il est repris par une pompe, élevé au haut de la tour, et subit une seconde fois le même traitement.

Le sulfure d'arsenic est filtré sur du quartz, lavé à l'eau, séché et porté à la fabrique de produits arsenicaux.

La concentration de l'acide purifié se commence dans une batterie de chaudières plates en plomb et se termine dans une bassine en platine.

L'acide ainsi obtenu marque 66° Baumé.

II. — Fabrique de produits arsenicaux.

La fabrication des produits arsenicaux a été décrite en détail dans le *Journal de Carnall*, t. XVIII. Je n'en parlerai ici que pour énumérer les différents produits fabriqués et le principe des diverses opérations.

Les minerais employés sont des pyrites arsenicales et des minerais plombeux arsenicaux. Leur teneur en arsenic varie de 10 à 40 p. 100. On envoie encore à cette fabrication les poussières arsenicales recueillies dans le grillage des minerais, quand elles tiennent plus de 25 p. 100 d'acide arsénieux.

On prépare l'acide arsénieux à l'état pulvérulent et à l'état vitreux, principalement au moyen des minerais plombeux et des poussières arsenicales. La farine blanche d'arsenic s'obtient par distillation dans des fours à réverbère anglais, dont la chauffe profonde constitue un véritable générateur de gaz. L'acide vitreux, ou verre blanc d'arsenic, résulte de la fusion pure et simple de l'acide pulvérulent.

On fabrique en outre deux sulfures, sous les noms de verre jaune et de verre rouge d'arsenic.

Le verre jaune s'obtient par distillation d'un mélange de 100 parties de farine blanche et de 1,5 partie de soufre.

On réserve à la préparation du verre rouge les pyrites arsenicales, à cause de leur teneur en soufre ; on procède par distillation. Le produit obtenu est finalement fondu avec du soufre, afin de lui donner l'homogénéité et la composition voulues.

Enfin l'arsenic métallique résulte de la distillation du mispickel dans un four à galères.

III. — Usine a zinc.

Les minerais de zinc sont les blendes noires de Freyberg. Elles tiennent en moyenne 35 p. 100 de zinc, 30 p. 100 de soufre, 4 à 5 de plomb. Elles sont de plus arsenicales et très-ferrugineuses.

Ces blendes sont d'abord grillées aux Kilns, où elles sont utilisées comme minerais de soufre.

Le grillage s'achève ensuite dans des fours à réverbère

à deux soles, et à deux postes de minerai par sole, analogues à ceux déjà décrits. On charge à la fois 500 kilogrammes de blende déjà grillée aux Kilns et bocardée. Le four en contient par conséquent toujours 3.600 kilogrammes, et la durée totale du grillage est de 24 heures.

La blende grillée ne tient plus que 1 p. 100 de soufre.

On emploie pour la distillation le procédé silésien. Chaque four contient 32 moufles, 16 de chaque côté.

Le four est chauffé au combustible gazeux ; les générateurs, du système Siemens, sont complétés par la disposition bien connue des régénérateurs de chaleur. L'interversion des courants de gaz et d'air se fait toutes les demi-heures.

Chaque mouffle reçoit 50 kilogrammes de blende grillée, dont la distillation dure 24 heures.

On consomme par mouffle 25 kilogrammes de charbon de réduction et 1 hectolitre et demi de combustible. On obtient 16 kilogrammes de zinc.

Une mouffle dure dix semaines environ.

Le raffinage se fait par fusion au four à réverbère.

DE LA VITESSE

AVEC LAQUELLE SE PROPAGE L'INFLAMMATION DANS UN MÉLANGE D'AIR ET DE GRISOU

ET DE LA THÉORIE DES LAMPES DE SURETÉ.

Par M. E. MALLARD, ingénieur des mines, professeur à l'École des mines.

I. — Considérations générales sur la vitesse de propagation de l'inflammation dans un mélange gazeux.

Lorsque, dans un mélange gazeux, se rencontrent des éléments susceptibles de se combiner par une variation thermométrique, la température qui détermine cette combinaison est celle d'*inflammation*. Nous la désignerons par la lettre t.

Si nous isolons par la pensée un certain volume du mélange, et si nous le supposons renfermé dans une enveloppe imperméable à la chaleur, ce volume, après la combinaison, possédera une certaine température que nous appellerons de *combustion*. Nous la désignerons par T.

Il peut d'ailleurs arriver que la combustion provoquée en un point se propage de proche en proche et s'étende graduellement à toute la masse. La vitesse avec laquelle se fait cette propagation est ce que nous appellerons *vitesse d'inflammation* en la désignant par la lettre V.

Il est aisé de relier entre elles, par une formule, les trois données physiques que nous venons de définir.

Soit un tube, de large section (*), rempli du mélange

(*) Nous supposons le tube assez large pour que la température de la section enflammée puisse être regardée comme égale à la température de combustion; la perte de chaleur par les parois étant considérée comme négligeable.

gazeux considéré et dans lequel nous supposerons que tous les points d'une même section droite ont la même température. L'inflammation se propageant dans le tube, considérons une tranche M du mélange gazeux au moment où elle vient de s'enflammer. Sa température a passé subitement de t à T, tandis que la tranche contiguë M′ d'épaisseur dl, que n'a point encore atteinte la combustion, est restée à la température $t - dt$. La variation de température dt correspond à la variation de distance dl; on peut poser

$$dt = k\,dl,$$

k étant une certaine quantité qui reste constante pendant toute la durée de la propagation.

Au bout du temps infiniment petit $d\tau$, la température de la tranche M′, échauffée par la tranche M, s'est accrue de dt; elle devient égale à la température d'inflammation, et M′ s'enflamme à son tour. En appelant u la vitesse de réchauffement de M′ sous l'influence de M, nous pourrons poser

$$dt = u\,d\tau,$$

et, en égalant les deux valeurs de dt,

$$k\,dl = u\,d\tau,$$

ou, en remarquant que $\frac{dl}{d\tau}$ est la vitesse d'inflammation,

$$\frac{dl}{d\tau} = \mathrm{V} = \frac{u}{k}. \tag{1}$$

Il reste à exprimer u et k en fonction des données physiques de la question.

La vitesse de réchauffement u d'une tranche gazeuse à la température t, placée au contact d'une autre tranche à la température T, n'est pas connue expérimentalement. On

peut admettre, suivant la loi de Newton, qu'elle est proportionnelle à la différence $T - t$, et poser

$$u = \alpha(T - t), \tag{2}$$

α étant un coefficient qui dépend de la nature du mélange gazeux.

Pour ce qui est de k, on peut admettre qu'à partir de la tranche qui s'enflamme, et qui est à la température t, s'établit dans le cylindre, une certaine distribution de température qui reste constante, en se déplaçant avec la vitesse V. Cette loi de décroissement de la température à partir de t jusqu'à θ qui désignera la température initiale du mélange gazeux, peut être comparée à la loi de décroissement de la température dans une barre indéfinie dont les températures initiale et finale seraient t et θ. On pourra donc poser

$$\frac{dt}{dl} = k = a(t - \theta), \tag{3}$$

a étant un certain coefficient qui dépend de la nature du mélange gazeux, ainsi que de la forme et de la nature du tube dans lequel le mélange est contenu.

Si l'on continue l'assimilation avec la propagation de la chaleur dans une barre solide indéfinie, on aura

$$a = \sqrt{\frac{\gamma p}{cs}},$$

p et s étant le périmètre et la section du tube, γ un coefficient dépendant du pouvoir refroidissant du tube, et c un autre coefficient définissant la facilité de propagation de la chaleur dans le mélange gazeux.

La combinaison des équations (1), (2) et (3) donne enfin

$$V = \frac{\alpha}{a} \frac{T - t}{t - \theta}. \tag{4}$$

ou, en remplaçant a par l'expression précédente

$$V = \alpha \sqrt{\frac{c}{\gamma}} \sqrt{\frac{p}{s}} \frac{T - t}{t - \theta}.$$

Le coefficient $\sqrt{\frac{p}{s}}$ ne dépend que de la forme du tube; γ dépend à la fois de la nature du gaz et de celle du tube; $\alpha\sqrt{c}$ dépend uniquement de la nature du gaz. Ces derniers coefficients ne sont pas connus expérimentalement; ils dépendent eux-mêmes d'autres données physiques, telles que la chaleur spécifique, le pouvoir absorbant, la conductibilité calorifique, etc. Or, si l'on excepte l'hydrogène, on sait que, pour les gaz usuels au moins, ces données ne diffèrent pas beaucoup d'un gaz à l'autre. Lorsqu'on aura à comparer les vitesses d'inflammation de mélanges gazeux ne différant entre eux que par de faibles variations dans les proportions des gaz mélangés, on pourra donc dire que, toutes choses égales d'ailleurs, ces vitesses sont proportionnelles à $\frac{T - t}{t - \theta}$.

Tel est le cas pour les divers mélanges explosifs d'air et de grisou. Tel serait même le cas pour les mélanges explosifs formés par l'air et un autre gaz quelconque; l'air dans tous ces mélanges étant toujours en très-grand excès par rapport au gaz combustible.

La vitesse d'inflammation d'un mélange gazeux dépend donc principalement de deux données physiques fort importantes et malheureusement encore fort peu connues, qui sont la température de combustion T et la température d'inflammation t. Cette dernière paraît pouvoir être déterminée par l'expérience d'une manière relativement aisée. Il suffirait en effet de porter le mélange gazeux, enfermé dans un tube scellé, à des températures graduellement croissantes jusqu'à ce que la combinaison soit obtenue. La température de combustion T est au contraire une donnée en quelque

sorte théorique et presque impossible à déterminer directement, à cause de l'influence refroidissante considérable et instantanée qu'exercent les parois des vases. Aussi les expériences célèbres au moyen desquelles MM. Henri Sainte-Claire Deville et Debray d'une part, M. Bunsen de l'autre, ont essayé de déterminer T pour quelques mélanges gazeux, paraissent-elles peu satisfaisantes, même aux yeux de leurs illustres auteurs.

La vitesse d'inflammation V est, comme nous le verrons plus loin, facile à obtenir expérimentalement. Il est donc permis d'espérer que la connaissance de la loi qui lie V, T et t, conduira à des notions plus précises sur la valeur exacte et sur les variations de T (*).

La formule (4) montre que lorsqu'un mélange gazeux est soumis en un point à l'influence d'une étincelle électrique ou au contact d'un corps enflammé, l'inflammation ne se propage dans la masse que si la température de combustion est supérieure à la température d'inflammation. Les mélanges gazeux pour lesquels cette condition est remplie sont les seuls qui puissent faire explosion. Cette conséquence est d'ailleurs évidente *à priori*, car lorsque la condition n'est pas remplie, la combinaison absorbe de la chaleur au lieu d'en dégager, et ne peut se propager que si une source extérieure de chaleur fournit à chaque instant le calorique absorbé.

Ainsi un mélange gazeux n'est explosif que lorsque $T - t$, et par suite V est positif. C'est d'ailleurs de la valeur plus ou moins grande de V que dépend en partie la nature de l'explosion. Si V est petit, la combinaison mettra un temps assez long à se propager dans toute la masse, et le mélange

(*) On sait d'ailleurs par les travaux de M. H. Deville et par le mémoire de mon ami M. Vicaire [1] quelle est l'importance de T pour la détermination de la tension de dissociation, cet élément théorique d'un si puissant intérêt.

[1] *Annales de chimie et de physique*, 4e série, t. XIX, 1870.

gazeux produira des effets comparables à ceux d'une poudre lente. Si V est grand, au contraire, les effets de l'explosion pourront être rapprochés de ceux d'une poudre vive ou brisante.

Un mélange gazeux, inexplosif lorsque la température initiale est θ, peut devenir explosible si l'on élève cette température, car on augmente ainsi T, en même temps qu'on diminue le dénominateur de V.

La formule (4) explique aussi aisément ce fait constaté par M. Bunsen qu'un mélange, inexplosible à l'air libre, peut s'enflammer en vase clos. On sait en effet que la température de combustion est plus grande en vase clos qu'à l'air libre, à cause de la chaleur perdue, dans le second cas, par l'expansion du gaz.

J'ai cru devoir traiter ici, à un point de vue général et théorique, la question de la vitesse de propagation de l'inflammation dans un mélange gazeux. J'y étais engagé par la nouveauté du sujet. Je ne crois pas en effet qu'un pareil travail ait été tenté jusqu'ici, et c'est sans doute parce que la vitesse d'inflammation ne paraissait pas présenter de relations intimes avec les autres données physiques essentielles des gaz, qu'elle a été jusqu'ici l'objet d'un si petit nombre de recherches expérimentales.

Les seules que je connaisse sont celles de MM. Schlœsing et Demondésir sur les mélanges d'oxyde de carbone et d'air (*), et les expériences sur les mélanges d'hydrogène et d'oxygène indiquées par M. Bunsen dans son mémoire sur les températures de combustion.

Il y a là dans la science une lacune regrettable que je me borne à indiquer, mais que le mémoire actuel n'est pas destiné à combler.

Mon but est beaucoup plus modeste. Il y a plusieurs

(*) Elles sont indiquées par M. Henri Sainte-Claire-Deville dans ses leçons sur la dissociation.

années déjà, la Société de l'industrie minérale, dont le siége est, comme on sait, à Saint-Étienne, confia à une commission, dont j'eus l'honneur d'être le rapporteur (*), le soin de faire des expériences sur les lampes de sûreté employées dans les mines. Je fus conduit, pour élucider la théorie de ces appareils, à faire quelques expériences sur les vitesses d'inflammation de mélanges, en proportions variables, de grisou et d'air. Ces expériences, faites au laboratoire de l'École des mineurs de Saint-Étienne, restèrent fort incomplètes, et j'en ajournai la publication dans l'espérance de les étendre et de les perfectionner. Diverses circontances se sont opposées jusqu'ici à la réalisation de cette espérance, et craignant qu'elle ne soit pas encore prochaine, je me décide à publier mes expériences telles qu'elles sont. Peut-être les mineurs ne les trouveront-ils pas sans intérêt pour leurs travaux.

II. — Vitesse d'inflammation de mélanges d'air et de grisou. Résultats expérimentaux.

Le procédé d'expérimentation que j'ai employé est le même que celui qui a été utilisé par MM. Schlœsing et Demondésir, ainsi que par M. Bunsen. Il consiste en résumé à enflammer le mélange détonant animé d'une vitesse connue de translation. Lorsque la tranche enflammée reste stationnaire, c'est que la vitesse d'inflammation est égale à la vitesse de translation du gaz. Voici quels sont les détails de l'expérience.

Un flacon à trois tubulures, portant une échelle préalablement graduée en volumes égaux, communique d'une part avec un vase de Mariotte placé à un niveau supérieur, de l'autre avec un tube de dégagement prolongé par un chalumeau à gaz tonnants. La troisième tubulure peut être

(*) Voir le Rapport, *Bulletin de la Société de l'industrie minérale*, t. XIII, p. 723 et suiv.

ou fermée, ou mise en communication soit avec l'atmosphère, soit avec un gazomètre rempli d'hydrogène protocarboné. Un robinet inférieur permet l'écoulement de l'eau dont le flacon est rempli au début.

La communication avec le vase de Mariotte étant fermée et le flacon rempli d'eau, on ouvre le robinet inférieur, et l'on aspire d'abord de l'air, puis du grisou en proportions marquées par l'échelle des volumes. On ferme ensuite le robinet ainsi que la tubulure d'aspiration, et l'on agite le mélange gazeux avec l'eau en excès.

On ouvre alors les communications du flacon avec le vase de Mariotte d'une part et avec le tube de dégagement de l'autre. Le gaz se dégage, en passant à travers le chalumeau, avec une vitesse constante que l'on règle au moyen d'un robinet.

A l'extrémité du chalumeau est adapté, au moyen d'un bouchon en liége, un tube en verre d'assez large section, fermé en avant par une plaque en laiton très-mince percée d'un orifice circulaire dont le diamètre est de $0^m,0055$.

Le gaz sortant par cet orifice est enflammé. On tourne ensuite lentement le robinet jusqu'à ce que la partie postérieure de la flamme vienne affleurer l'orifice. La vitesse d'inflammation V serait alors rigoureusement égale à celle v du gaz à travers cet orifice à mince paroi, si l'on n'avait à tenir compte de l'influence refroidissante du périmètre. On est assuré seulement que V est inférieur à v.

On continue à tourner très-lentement le robinet jusqu'à ce que la flamme, passant à travers l'orifice, se transmette dans l'intérieur du tube de verre. A ce moment la vitesse du gaz à travers l'orifice est devenue v', et l'on a $V > v'$.

Les deux vitesses v et v', l'une supérieure et l'autre inférieure à V, étant d'ailleurs peu différentes l'une de l'autre, on peut poser

$$V = \frac{v + v'}{2}.$$

Pour évaluer V, le robinet se meut sur un cadran divisé ; on note la position du robinet qui donne v, celle qui donne v'. On place ensuite le robinet dans une position moyenne et l'on note, au moyen d'un chronomètre, le volume de gaz qui s'écoule en une seconde. Ce volume, divisé par la section de l'orifice, donne la valeur de V cherchée.

C'est ainsi que je suis arrivé aux nombres contenus dans le tableau suivant :

NUMÉROS D'ORDRE des observations.	VOLUME DE GRISOU contenu dans 1 volume de mélange.	VOLUME DE GRISOU correspondant à 1 volume d'air.	VITESSE d'inflammation en mètres par seconde.
1	0,079	0,086	0,041
2	0,093	0,103	0,325
3	0,103	0,115	0,505
4	0,106	0,120	0,550
5	0,113	0,127	0,524
6	0,115	0,130	0,515
7	0,118	0,134	0,440
8	0,123	0,140	0,375
9	0,138	0,161	0,139

La courbe *fig.* 1, Pl. X, résume ces expériences et montre clairement la marche du phénomène.

On voit ainsi :

1° Que la vitesse d'inflammation maxima est d'environ $0^{m},560$ par seconde, et correspond à une proportion de $0^{vol},108$ de grisou pour 1 volume de mélange, soit $0^{vol},122$ pour 1 volume d'air ;

2° Que lorsque la proportion de grisou augmente ou diminue, même d'une quantité très-faible, à partir de celle qui donne le maximum, la vitesse d'inflammation décroît très-rapidement jusqu'à devenir nulle lorsque la proportion de grisou est d'une part de $0^{vol},077$ et de l'autre de $0^{vol},145$ pour 1 volume de mélange. Au-dessous de $0^{vol},077$ et au-dessus de $0^{vol},145$, le mélange d'air et de grisou n'est plus ni explosible ni inflammable.

Il est à remarquer que la proportion qui donne la vitesse maxima ne correspond point exactement à celle pour laquelle le grisou trouve, dans l'oxygène de l'air, la quantité nécessaire pour sa combustion. En effet 1 volume d'air contient la quantité d'oxygène nécessaire pour brûler théoriquement $0^{v},148$ de grisou, tandis que la vitesse maxima est obtenue avec $0^{vol},122$ de grisou seulement.

Ce fait singulier tient sans doute à cet équilibre chimique si remarquable et encore si mal connu que M. Deville a signalé sous le nom de *tension de dissociation*, et qui pose une limite aux combinaisons qui peuvent s'effectuer entre des gaz mélangés.

Ce résultat concorde d'ailleurs avec celui que Davy a obtenu dans ses mémorables expériences. Cet illustre savant avait trouvé que le mélange d'air et de grisou qui présentait les propriétés explosives les plus intenses contenait 1 volume de grisou pour 7 à 8 volumes d'air, soit $0^{vol},132$ à $0^{vol},125$ de grisou pour 1^{vol} d'air. Les propriétés explosives dépendant à la fois du volume des gaz produits par l'explosion et de la vitesse d'inflammation, le mélange le plus explosif doit en effet être compris entre celui qui donne le volume de gaz le plus considérable (correspondant à $0^{vol},148$ de grisou pour 1^{vol} d'air) et celui qui donne la vitesse d'inflammation la plus considérable (correspondant à $0^{vol},122$ de grisou pour 1^{vol} d'air).

On est souvent conduit à comparer les explosions produites par le grisou à celles que produit le gaz d'éclairage. C'est notamment ce qui se présentait dans les expériences faites sur les lampes de sûreté par la Commission de la Société de l'Industrie minérale. On avait été forcé de remplacer le grisou par le gaz d'éclairage.

C'est ainsi que j'ai été amené à faire quelques expériences sur les vitesses d'inflammation d'un mélange, en proportions variables, d'air et de gaz d'éclairage. Ce gaz

n'a point, on le sait, une composition constante. A Saint-Étienne particulièrement, le gaz lancé dans les conduites pendant le jour différait considérablement de celui de la soirée et présentait une inflammabilité beaucoup moins grande. Je ne citerai que les expériences faites sur le gaz du jour, et qui sont à peu près comparables entre elles. Elles sont indiquées dans le tableau suivant :

NUMÉROS D'ORDRE des observations.	VOLUME DE GAZ contenu dans 1 volume de mélange.	VOLUME DE GAZ correspondant à 1 volume d'air.	VITESSE d'inflammation en mètres par seconde.
1	0,130	0,150	0,285
2	0,142	0,166	0,617
3	0,153	1,180	0,820
4	0,160	0,190	0,985
5	0,167	0,200	1,010
6	0,175	0,210	0,935
7	0,187	0,230	0,740
8	0,230	0,300	0,097

La courbe *fig.* 2, Pl. X, résume ce tableau. Elle montre qu'avec le gaz d'éclairage employé, le maximum de la vitesse d'inflammation est de $1^{m},020$ environ par seconde ; il correspond à une proportion de $0^{vol},167$ de gaz pour 1^{vol} de mélange (*).

Les mélanges contenant moins de $0^{vol},117$ ou plus de $0^{vol},235$ de gaz environ pour 1^{vol} de mélange ne sont plus inflammables.

Il est digne de remarque que les deux courbes relatives, l'une au grisou, l'autre au gaz d'éclairage, ont des allures très-analogues. Elles sont même presque exactement semblables au point de vue géométrique.

Ce rapprochement, que l'expérience pourra peut-être

(*) Avec le gaz fourni pendant la nuit, beaucoup plus riche en hydrogène bicarboné, on a trouvé des vitesses d'inflammation atteignant $1^{m},90$.

généraliser, montre combien la marche du phénomène est identique dans les deux cas étudiés. Il est d'ailleurs de nature à confirmer l'exactitude des observations.

III. — Remarques sur quelques-uns des phénomènes présentés par les coups de grisou.

Davy avait déjà fait connaître les limites si remarquablement voisines l'une de l'autre, entre lesquelles doit se tenir renfermée la proportion de grisou ajoutée à l'air pour que le mélange reste explosif. Je n'insisterai donc pas sur ce résultat de mes expériences. Toutefois il peut être bon de noter que, de part et d'autre du maximum d'explosibilité, la vitesse d'inflammation décroît très-rapidement, et qu'ainsi une très-faible variation, égale à 0,01, dans la proportion de grisou suffit pour transformer en gaz éminemment dangereux un gaz absolument inerte.

Je crois que c'est à cette circonstance que l'on doit attribuer dans bien des cas la funeste confiance du mineur. Supposons en effet que le grisou n'occupe que les 0,07 du volume total; le mélange est entièrement inoffensif et c'est à peine si la lampe de sûreté décèle la présence du gaz. Mais il suffit que la proportion de grisou devienne égale à 0',08 pour qu'il puisse y avoir une explosion dangereuse, et le danger arrivera au maximum lorsque la proportion de gaz s'élèvera à 0,105. Or il est facile de voir que des circonstances tout à fait secondaires peuvent amener dans la proportion de grisou des modifications de l'ordre de celles que nous venons de signaler. Une légère variation dans la quantité de gaz dégagée par la houille, un changement peu considérable dans la vitesse du courant d'air qui traverse les galeries, seront des causes suffisantes pour produire un semblable effet.

Peut-être ne tient-on pas toujours assez compte de cette remarque quand il s'agit de rechercher les causes d'un

coup de grisou. Lorsque dans une mine où, quelques heures avant l'accident, on ne constatait qu'avec peine la présence du grisou, une explosion vient à se produire subitement en causant d'effroyables malheurs, on est enclin naturellement à croire que la soudaine irruption d'une énorme quantité de grisou peut seule expliquer la catastrophe. Il ne faut pas oublier que c'est là une manière de voir absolument fausse et que, dans une mine qui dégage du grisou, des causes en apparence peu importantes peuvent, d'un moment à l'autre, transformer l'atmosphère des galeries en un mélange explosif redoutable.

Telle est la raison scientifique de cette règle de prudence que le mineur a été amené à formuler depuis bien longtemps et qui ne saurait être trop souvent répétée : « Dans toute mine reconnue capable de dégager du grisou, une explosion est toujours à redouter, même quand on ne peut constater, par les moyens ordinaires, la présence actuelle du gaz. »

Ce précepte de prudence s'applique à toutes les exploitations, mais il est bien plus important encore pour celles où l'aérage se fait par les moyens naturels et dépend par conséquent de variations barométriques et thermométriques sur lesquelles le mineur n'a aucune influence directe.

Il n'est pas inutile d'insister sur la signification physique de la vitesse d'inflammation. Il ne faudrait pas croire, par exemple, que cette vitesse est celle avec laquelle les effets destructeurs d'une explosion se propagent dans les galeries d'une mine.

Essayons en effet d'analyser les phénomènes d'un coup de grisou. L'inflammation est provoquée en un point du circuit des galeries. La partie gazeuse enflammée subit une augmentation de pression considérable, puis se détend en transmettant la pression de proche en proche jusqu'aux deux orifices de la mine. Cette transmission de pression,

accompagnée d'un refoulement de l'air qui remplit les galeries, se fait avec une vitesse très-grande et comparable à la vitesse de propagation du son dans l'air. En même temps la tranche enflammée ayant augmenté d'épaisseur, la vitesse d'inflammation s'en trouve nécessairement accrue. La vitesse avec laquelle la flamme se propage dans la galerie dépend donc :

1° De la vitesse d'inflammation propre au mélange gazeux qui remplit les galeries ;

2° De la vitesse avec laquelle se dilatent, en vertu de l'expansion produite par la combustion, les diverses tranches gazeuses ;

3° De la vitesse et du sens du courant d'air qui traverse les galeries, si la cause qui produit ce courant n'est pas supprimée par l'explosion.

On voit en résumé que les effets mécaniques de l'explosion se propagent avec une vitesse beaucoup plus rapide que celle avec laquelle se propage la flamme. Cela est tout à fait d'accord avec certains récits d'ouvriers échappés à un coup de grisou. C'est ainsi que j'ai entendu un ouvrier échappé à l'une des terribles explosions de la mine du Treuil, raconter qu'entendant l'explosion et ne pouvant se garer, il s'était couché sur le sol humide de la galerie, se mettant la figure dans l'eau, et que, dans cette posture, il avait attendu la flamme qui avait en effet passé sur lui au bout d'un certain temps.

On s'est demandé quelquefois si l'explosion pouvait remonter le courant d'air et même si elle ne le remontait pas toujours de préférence. Ce que nous venons de dire permet de répondre à cette question.

Si l'explosion est faible et locale, si le courant d'air général de la mine n'en est pas sensiblement modifié, l'inflammation ne remontera jamais le courant lorsque la vitesse en est supérieure à $0^m,60$ par seconde, et, dans tous

les cas, se propagera plus lentement en amont qu'en aval du courant.

Si l'on imagine, par exemple, deux chantiers contenant un mélange détonant et traversés par le courant d'air de la mine, de sorte que l'on puisse distinguer le chantier d'amont, dans lequel l'air passe d'abord, et le chantier d'aval; si le courant d'air dans la galerie qui unit les deux chantiers a une vitesse supérieure à $0^m,60$ par seconde (la galerie étant d'ailleurs supposée contenir du grisou), le chantier d'amont pourra transmettre l'inflammation au chantier d'aval et l'inverse ne pourra avoir lieu.

Quant aux explosions générales, dont le premier effet est de suspendre, au moins momentanément, le courant d'air qui traverse la mine, l'explosion s'y produira à peu près comme si l'air de la mine était primitivement immobile.

IV. — Des lampes de sûreté.

C'est principalement en vue d'établir une théorie suffisamment complète des lampes de sûreté que j'avais songé à entreprendre les expériences dont j'ai fait connaître plus haut les résultats. Je crois en effet que l'on ne peut rendre compte de tous les phénomènes qui se passent dans ces importants appareils sans prendre en considération la vitesse d'inflammation.

On sait que Davy a fait sa belle découverte en partant de la remarque que dans un tube étroit, rempli d'un mélange détonant, l'inflammation ne se propage que jusqu'à une certaine distance de l'orifice, déterminée, toutes choses égales, par le diamètre. On comprend aisément qu'une toile métallique peut être considérée comme formée par la juxtaposition d'un très-grand nombre de tubes semblables.

Il est très-aisé d'étudier d'une façon complète ce phénomène capital qui est la véritable base de la théorie des lampes de sûreté.

Considérons en effet un tube suffisamment étroit pour que l'on puisse supposer que le gaz ait, malgré l'influence refroidissante des parois, la même température en tous les points d'une même section.

Soit la tranche actuellement enflammée et possédant une température T (nécessairement inférieure à celle que produirait la combustion dans un milieu indéfini). Cette tranche d'épaisseur dl perd par son contact avec le tube, pendant le temps $d\tau$ une quantité de chaleur que nous pouvons représenter par

$$\beta p dl(T - \theta) d\tau,$$

β étant un coefficient qui dépend de l'influence refroidissante des parois de tube,

p le périmètre de la section,

θ la température initiale du tube, que l'on peut supposer être aussi la température initiale du mélange gazeux.

On peut avoir une autre expression de la chaleur perdue par la tranche considérée, car si dT est l'abaissement de température produit par cette déperdition de chaleur, on pourra représenter celle-ci par

$$- \delta k S dl dT,$$

S étant la section du tube,

δ la densité du mélange enflammé,

k la chaleur spécifique de l'unité de poids de ce mélange.

On peut donc écrire

$$\beta p dl(T - \theta) d\tau = - \delta k S dl dT,$$

ou, en divisant par dl les deux membres, et remarquant que V étant la vitesse d'inflammation au moment considéré, on a

$$d\tau = \frac{dl}{V},$$

on obtiendra l'équation différentielle

$$dl = -\frac{\delta k S}{\beta p}\frac{V}{T-\theta}.dT.$$

Remplaçant V par l'expression précédemment établie dans la première partie de ce travail, il viendra

$$dl = -\frac{\delta k \alpha}{\beta\sqrt{\frac{\gamma}{c}}}\left(\frac{S}{p}\right)^{\frac{3}{2}}.\frac{1}{t-\theta}.\frac{T-t}{T-\theta}dT.$$

On peut poser

$$M = \frac{\delta k \alpha}{\beta\sqrt{\frac{\gamma}{c}}},$$

M étant un coefficient qui dépendra de la nature du mélange gazeux et de celles des parois du tube, et l'on obtient, par une intégration facile,

$$l = M\left(\frac{S}{p}\right)^{\frac{3}{2}}\left[\frac{T_0-T}{t-\theta} - \log\text{nép.}\frac{T_0-\theta}{T-\theta}\right].$$

Cette équation, dans laquelle T_0 désigne la température de combustion théorique dans un mélange indéfini, détermine la distance l à laquelle se trouve de l'orifice la section du tube pour laquelle la température réelle de combustion est T.

La section du tube où l'inflammation s'arrêtera sera à une distance L de l'orifice que l'on déterminera en faisant dans l'équation $T = t$, ce qui donne

$$L = M\left(\frac{S}{p}\right)^{\frac{3}{2}}\left[\frac{T_0-t}{t-\theta} - \log\frac{T_0-\theta}{t-\theta}\right].$$

Si la section du tube est circulaire, et de rayon R, on a

$$\left(\frac{S}{p}\right)^{\frac{3}{2}} = \left(\frac{R}{2}\right)^{\frac{3}{2}},$$

ce qui montre que, toutes choses égales d'ailleurs, L est proportionnel à la puissance $\frac{3}{2}$ du rayon du tube.

Si (ce qui est le cas des toiles métalliques) la section du tube est un carré, d'un côté égal à b, on a

$$\left(\frac{S}{p}\right)^{\frac{3}{2}} = \left(\frac{b}{4}\right)^{\frac{3}{2}},$$

et, toutes choses égales, L est proportionnel à la puissance $\frac{3}{2}$ du côté du carré.

Si l'on suppose que $\frac{T_0 - t}{t - \theta}$, est petit, ce qui est le cas pour les mélanges d'air et de grisou pour lesquels la température d'inflammation est élevée et la vitesse d'inflammation petite, nous pourrons, en remarquant que

$$\frac{T_0 - \theta}{t - \theta} = 1 + \frac{T_0 - t}{t - \theta},$$

développer $\log \frac{T_0 - t}{t - \theta}$, et en nous en tenant au second terme du développement, il viendra

$$L = \frac{M}{2}\left(\frac{S}{p}\right)^{\frac{3}{2}}\left(\frac{T_0 - t}{t - \theta}\right)^2.$$

Toutes choses égales, L sera donc sensiblement proportionnel au carré de la vitesse d'inflammation que l'on observerait dans un tube très-large.

On s'explique ainsi que les toiles métalliques qui arrê-

tent la flamme d'un mélange d'air et de grisou, dont la vitesse d'inflammation est inférieure à $0^m,60$, n'arrêtent pas celle du mélange d'air et de gaz d'éclairage dont la vitesse d'inflammation est de $1^m,20$, et encore moins celle du mélange d'oxygène et d'hydrogène dont la vitesse d'inflammation peut atteindre 34 mètres d'après M. Bunsen.

Nous avons jusqu'ici supposé le gaz en repos; il est important de considérer le cas où il est animé, dans le tube, d'une vitesse égale à v dans le sens de la propagation de l'inflammation. Il suffit de poser alors, dans l'équation différentielle,

$$d\tau = \frac{dl}{V+v}.$$

L'intégration donne

$$l = M\left(\frac{S}{p}\right)^{\frac{3}{2}}\left[\frac{T_0 - T}{T-\theta} - \log\frac{T_0-\theta}{T-\theta}\right] - \frac{\delta k S}{\beta p} v \log\frac{T_0-\theta}{T-\theta}.$$

La longueur L′ parcourue dans le tube par la flamme sera donnée par l'équation

$$L' = M\left(\frac{S}{p}\right)^{\frac{3}{2}}\left[\frac{T_0 - T}{t-\theta} - \log\frac{T_0-\theta}{t-\theta}\right] - \frac{\delta k}{\beta}\frac{S}{p}\log\frac{T_0-\theta}{t-\theta}.$$

En supposant, comme précédemment, que $\frac{T_0 - t}{t-\theta}$ est une petite quantité, nous obtiendrons la formule approximative

$$L' = \frac{M}{2}\left(\frac{S}{p}\right)^{\frac{3}{2}}\left(\frac{T_0 - t}{t-\theta}\right)^2 + \frac{\delta k}{\beta}.\frac{S}{p} v \frac{T_0 - t}{t-\theta} \ (*).$$

(*) Dans toute cette théorie nous avons supposé que la température du tube et celle du mélange gazeux non enflammé restaient égales à θ. Si le gaz enflammé passe pendant longtemps à travers le tube, cette température s'élèvera graduellement et restera stationnaire lorsqu'elle sera égale à Θ. C'est cette valeur Θ qu'il

Si v est notable, le second terme du second membre est le plus influent. En négligeant le premier, et en nous reportant à la formule qui donne V, nous verrons que la longueur parcourue par la flamme dans le tube sous l'influence de la vitesse v est proportionnelle à

$$N \left(\frac{S}{\rho}\right)^{\frac{1}{2}} vV,$$

N étant un coefficient dépendant de la nature du gaz et de celle des parois du tube.

On voit ainsi qu'à vitesse de translation du gaz égale, une toile métallique qui arrêtera la flamme de grisou n'arrêtera pas celle du gaz d'éclairage. La vitesse d'inflammation pour ce dernier gaz étant à peu près double de la vitesse d'inflammation que possède le premier, il faudra, pour faire sortir la flamme d'une toile métallique, que le mélange d'air et de grisou soit animé d'une vitesse double de celle qui suffirait pour le mélange d'air et de gaz d'éclairage.

Les expériences de la Commission de la Société de l'industrie minérale ont montré qu'une vitesse comprise entre $1^m,20$ et $1^m,70$ par seconde suffit à projeter hors d'une des toiles métalliques employées pour les lampes de Saint-Étienne, la flamme d'un mélange d'air et de gaz d'éclairage. Avec l'air et le grisou, la vitesse que le courant gazeux devrait posséder pour produire le même effet, serait donc comprise à peu près entre $2^m,40$ et $3^m,40$.

La commission anglaise chargée d'expérimenter les lam-

---

faudrait substituer à θ dans toutes nos formules pour représenter le phénomène arrivé à l'état permanent.

Lorsque cette température Θ est obtenue sans que la flamme traverse la toile métallique, le phénomène peut durer indéfiniment sans que l'inflammation se transmette au dehors, à moins qu'il ne se produise à la longue une altération des fils de la toile. L'expérience confirme ce résultat.

pes Morison avait trouvé directement, pour cette vitesse, 7 pieds anglais ou environ $2^{m},15$ par seconde. Le peu de précision que comporte, dans toutes ces expériences, la mesure de la vitesse, explique suffisamment la différence entre l'expérience et les déductions de la théorie (*).

On voit donc qu'il suffit que la flamme du grisou soit projetée sur une toile métallique avec une vitesse de 2 à 3 mètres pour qu'il y ait à redouter que la flamme traverse la toile. De semblables vitesses peuvent être rencontrées accidentellement dans l'intérieur d'une mine. Il faut donc en conclure, comme l'avait fait la commission de la Société de l'industrie minérale, qu'il importe à la sécurité des mines à grisou que toutes les lampes à simple toile métallique y soient remplacées par des lampes arrêtant la flamme d'une manière plus certaine.

Il nous reste maintenant à passer en revue les phénomènes qui peuvent se produire dans l'intérieur d'une lampe de sûreté, en nous attachant à en donner une explication théorique satisfaisante. La commission de Saint-Étienne a étudié expérimentalement ces phénomènes; nous rappellerons les résultats qu'elle a obtenus et que j'ai consignés dans mon rapport.

Occupons-nous d'abord des lampes Davy. La commission a constaté qu'au-dessous de $0^{vol},08$ de grisou pour 1^{vol} de mélange la flamme de la mèche devient fuligineuse en s'allongeant beaucoup. A $0^{v},08$, la flamme de la

(*) Le résultat auquel nous sommes arrivés est en contradiction avec l'opinion que j'avais émise dans mon rapport à la commission de la Société de l'industrie minérale. J'avais cru pouvoir déduire, d'une expérience particulière, que des vitesses à peu près égales pouvaient projeter hors d'une même toile métallique les flammes du grisou et du gaz d'éclairage. Il serait facile de montrer en quoi l'expérience n'est pas concluante et quelle est la circonstance qui m'avait égaré. Je me contente ici de reconnaître et de signaler mon erreur.

mèche revient à peu près à sa dimension ordinaire, mais un cylindre de flamme bleuâtre s'élève jusqu'à la partie supérieure de la lampe. A $0^{v},10$ la flamme de la mèche disparaît complétement et la lampe se remplit d'une flamme bleue. Le même phénomène persiste avec $0^{vol},111$ et $0^{vol},125$ de grisou. On n'a pas expérimenté sur des proportions de grisou plus considérables.

L'explication de ces divers phénomènes est aisée. Tant que la proportion de grisou est inférieure à celle de $0^{vol},077$ pour 1^{vol} de mélange, proportion pour laquelle la vitesse d'inflammation est nulle, la flamme ne peut se communiquer au gaz, et la présence du grisou ne fait que rendre la flamme fuligineuse en diminuant la proportion d'oxygène et ralentissant la combustion. Lorsque le grisou dépasse $0^{vol},077$, il vient brûler dans la colonne ascendante de gaz qui part de la mèche et monte jusqu'à la partie supérieure du cylindre en entraînant les produits de la combustion. La flamme ne se répand pas dans la masse gazeuse qui remplit le cylindre tant que la vitesse avec laquelle le gaz afflue de toutes parts vers l'axe de ce courant ascendant est supérieure à la vitesse d'inflammation.

Dès qu'on a dépassé la proportion de grisou qui donne une vitesse d'inflammation supérieure à celle avec laquelle le gaz afflue, le cylindre se remplit de flamme. Ce phénomène doit probablement cesser à son tour lorsque, la proportion de grisou augmentant, la vitesse d'inflammation diminue après avoir passé par un maximum. Malheureusement les expériences de la commission n'ont pas atteint la proportion de grisou pour laquelle ce phénomène pourrait se manifester et qui doit être supérieure à $0^{vol},125$. Il est d'ailleurs possible que, lorsque le grisou entre dans l'air en quantité aussi grande, celui-ci devienne impropre à alimenter la combustion.

Passons maintenant à la lampe Mueseler. On sait que dans cette lampe, un courant d'air, pénétrant à travers une

toile métallique annulaire horizontale placée à la partie supérieure du cylindre de verre, descend sur la mèche, et alimente la combustion dont les produits s'échappent par un cône central qui fait l'office de cheminée d'appel (*).

Dans des mélanges en proportions variables d'air et de grisou, les phénomènes que montre la lampe Mueseler, et qui ont été constatés dans les expériences de la commission de Saint-Étienne, sont les suivants :

Lorsqu'il y a $0^v,067$ de grisou pour 1^{vol} de mélange, la flamme diminue un peu d'éclat et s'entoure d'une auréole blanchâtre très-peu visible.

Avec $0^v,083$ de gaz, la flamme diminue beaucoup de hauteur et d'éclat; la partie obscure inférieure prend un grand développement, la partie supérieure devient un peu fuligineuse et s'entoure d'une auréole blanchâtre bien visible. Ce qui est singulier, c'est qu'une extinction presque complète de cette flamme a lieu périodiquement, laissant voir alors un cône renversé de flamme bleuâtre qui s'ap-

---

(*) J'ai montré, dans mon rapport, que la différence de niveau entre la base supérieure du cylindre de verre et la base supérieure du cône règle l'activité du tirage, exactement comme dans une mine à deux orifices, aérée naturellement. Si la lampe s'éteint lorsqu'on l'incline notablement (de 25 à 28° environ), c'est que la hauteur de la cheminée d'appel diminue alors à peu près comme le cosinus de l'angle que fait l'axe de la lampe avec la verticale.

Le moyen très-simple de diminuer cet inconvénient et d'augmenter l'angle d'inclinaison que peut supporter la lampe sans s'éteindre, c'est, comme je l'ai indiqué, d'augmenter la hauteur du cône. Un appareil dans lequel la hauteur du cylindre de verre est augmentée de $0^m,02$ et celle du cône de $0^m,05$, éclaire beaucoup mieux que celui du modèle ordinaire, présente tout autant de sécurité et ne s'éteint que lorsque l'inclinaison est portée à 49° au lieu de 28°.

Les dimensions ordinairement adoptées pour la lampe Mueseler ont eu pour raison d'être le désir de l'inventeur de se rapprocher du volume et de la forme de la lampe Davy, usitée dans le Nord. La faible hauteur de ces appareils, qui peut avoir son utilité dans les couches minces de cette région, n'a aucune raison d'être dans les exploitations des autres districts.

puie en bas sur la mèche et en haut sur l'ouverture évasée du cône métallique.

Avec $0^{vol},091$ les mêmes phénomènes se reproduisent, mais le temps qui sépare deux quasi-extinctions de la flamme de la mèche devient plus court.

Avec $0^{v},10$ de grisou, une flamme bleuâtre s'élève jusqu'à l'anneau de toile et tout s'éteint.

Avec $0^{v},111$, les oscillations de la flamme reprennent de nouveau; leur période est très-courte, la flamme, même à son maximum, s'élève à peine d'une manière sensible. Il n'y a pas extinction.

Avec $0^{v},125$ la flamme se propage jusqu'à l'anneau de toile et il y a extinction complète.

Pour expliquer ces phénomènes, il faut remarquer que dans l'intérieur du cylindre de verre deux courants inverses cheminent parallèlement; un courant annulaire descendant amène l'air, un courant central ascendant conduit au dehors les produits de la combustion. Lorsque la proportion de grisou devient assez considérable pour que le gaz contenu dans le courant ascendant prenne feu, la plus grande partie du courant descendant est dérivée vers le courant ascendant avant de parvenir jusqu'à la flamme de la mèche dont l'éclat diminue beaucoup. La vitesse du courant d'air qui arrive jusqu'à la mèche se trouvant ainsi considérablement diminuée, la flamme remonte ce courant sur une certaine longueur jusqu'au point où la vitesse de l'air et la vitesse d'inflammation sont égales. La flamme de la mèche n'étant plus alimentée par de l'air frais, s'éteint.

Mais la combustion du grisou à la partie inférieure du courant d'air augmente la vitesse de ce courant qui refoule la flamme et vient de nouveau alimenter la mèche. La même succession de phénomènes se produit ensuite indéfiniment dans le même ordre.

Cette explication est appuyée par un fait signalé dans mon rapport. Lorsqu'on entoure la flamme de la mèche

d'un tissu métallique très-lâche qui monte jusqu'à la base du cône central, les deux courants de gaz ascendant et descendant sont, par ce faible obstacle, mieux séparés les uns des autres; la vitesse du courant d'air descendant est augmentée. En même temps le tissu, quoique très-lâche, suffit à empêcher l'inflammation de se propager dans le courant descendant. Aussi observe-t-on que les oscillations de la flamme sont supprimées. Seulement la flamme de la mèche diminue graduellement d'intensité, en même temps que s'accuse davantage le cône de flamme bleuâtre qui la surmonte (*).

Si nous revenons à la lampe Mueseler ordinaire, nous expliquerons aisément pourquoi l'extinction complète est obtenue avec une proportion de grisou de $0^{v},10$. Il suffit en effet d'admettre qu'avec cette proportion la vitesse d'inflammation est telle que la flamme peut remonter jusqu'à l'anneau de toile. Il semble que, comme cela a lieu dans la lampe Davy, la flamme devrait alors se maintenir au-dessous de l'anneau. S'il en était ainsi, cette flamme serait refoulée sur la mèche et la rallumerait lorsque la lampe viendrait à être plongée dans un mélange possédant une vitesse d'inflammation moins considérable. C'est en effet ce qui se passerait si le courant gazeux qui traverse la lampe Mueseler n'était dû (comme dans une mine aérée naturellement) à une certaine distribution de température dans deux colonnes d'air parallèles. Lorsque la combustion, au lieu de se faire au-dessous du cône central, se fait au-dessous de l'anneau de toile, les conditions normales sont changées, le courant ordinaire ne se produit plus ou est inversé et toute combustion s'arrête.

(*) Cette addition d'une toile métallique très-lâche autour de la flamme de la lampe Mueseler a d'autres avantages : elle permet d'augmenter jusqu'à 58° l'angle de la lampe avec la verticale. De plus, l'extinction ne se produit que lorsque la proportion du grisou est de $0^{vol},125$ pour 1 volume de mélange.

Il est plus difficile d'expliquer pourquoi l'extinction se produit pour des proportions de grisou de 0v,10 et de 0v,125 sans se produire pour des proportions intermédiaires. Peut-être faut-il attribuer ce fait à ce que, la température de combustion augmentant avec la proportion de grisou, le courant d'air descendant en est assez activé pour que la flamme devienne incapable de le remonter, malgré l'augmentation qui se produit aussi dans la vitesse d'inflammation.

On voit que les phénomènes qui se produisent dans les lampes de sûreté sont assez complexes et que la notion de la *vitesse d'inflammation* joue un rôle important dans leur explication rationnelle. C'est ce qui m'a engagé à terminer, par la digression qui précède, un travail qui avait surtout pour but de publier le résultat de mes expériences.

Il ne faut pas oublier, d'ailleurs, que les précieux appareils dont le génie de Davy a doté l'industrie des mines ne peuvent point être considérés comme parvenus à leur perfection. Si la lampe Mueseler est très-préférable à la lampe Davy (qu'elle devrait, dans ma conviction, remplacer d'une manière absolue), elle n'en présente pas moins des inconvénients sérieux, et il est permis d'espérer qu'on pourra trouver mieux encore. Or il est évident que rien ne peut être plus utile qu'une étude approfondie des appareils existants pour guider les recherches de ceux qui se proposent de les perfectionner.

La commission de la Société de l'industrie minérale, dont j'ai cité bien souvent les travaux, était entrée dans cette voie, et l'on ne peut pas dire que ses efforts aient été complétement vains. Si la lampe qu'elle avait combinée n'a pu être adoptée, il est vraisemblable que des modifications assez simples remédieraient aux inconvénients signalés et qui ont dû faire renoncer à son emploi. D'un autre côté, les modifications qu'elle avait été amenée, à la suite de

ses expériences guidées par des déductions rationnelles, à recommander dans la construction des lampes Mueseler, me paraissent encore de nature à rendre des services très-réels.

Je crois donc désirable que les recherches entreprises à Saint-Étienne soient reprises, et je m'estimerais heureux si le travail actuel, malgré ses imperfections et ses lacunes, pouvait être de quelque utilité à ceux qui seraient tentés de répondre à cet appel.

MÉMOIRE

SUR

LES FILONS DU COMITAT DE ZIPS (HONGRIE).

Par M. LODIN, ingénieur des mines.

INTRODUCTION.

Le massif de terrains anciens de la haute Hongrie renferme de nombreux gîtes métallifères qui n'ont été jusqu'ici l'objet d'aucune description en français. Beudant n'a étudié dans cette région que les environs de Dobschau, et encore exclusivement au point de vue géologique : MM. Rivot et Duchanoy ne font que mentionner les exploitations de Schmöllnitz. Les renseignements que j'ai recueillis sur ces gîtes, dans un voyage fait en 1874, pourront donc présenter quelque intérêt; mes études ont porté principalement sur le groupe de filons cuivreux, qui s'étend de Kotterbach à l'ouest jusqu'à Göllnitz à l'est. Elles ont été rendues faciles par le bienveillant accueil que j'ai reçu des ingénieurs et des propriétaires de mines de ce district, MM. Schwarz, à Kotterbach; Daits et Gallicz, à Slovenka; Lorencz, à Krompach; Valkó, à Göllnitz.

J'ai eu fréquemment recours aux travaux antérieurement publiés sur ce pays, notamment aux suivants :

— Jahrbuch der k. k. Geologischen Reichsanstalt. Mémoires de M. V. Andrian, 1859, p. 356, et de M. Dionys Stur, 1869, p. 383.

— Beschreibung einiger wichtigerer Metallbergbaue der Komitate Zips, Gœmœr und Abauy in Oberungarn, par Gustav Faller.

— Berg und Hüttenmännische Zeitung, de MM. Bruno Kerl et Wimmer, vol. 25 et 26; mémoires de M. Kleinschmidt et note de M. Honsell.

Pour l'étude géologique de la contrée, je me suis servi de la carte de l'Institut géologique de Vienne, à l'échelle de $\frac{1}{144000}$. La *fig.* 3, Pl. X, est une reproduction partielle, par extrait, de la carte des environs de Göllnitz.

Le mémoire ci-dessous se compose de trois parties. La première est une étude géographique et géologique du pays ; la seconde se rapporte spécialement aux filons et à leurs remplissages ; la troisième contient un aperçu rapide de la méthode de traitement métallurgique qu'on applique aux minerais complexes de ce district.

PREMIÈRE PARTIE.

Description géographique du pays.

Les gîtes cuivreux sont fort nombreux dans la haute Hongrie : on en rencontre dans une foule de points du vaste massif de terrains anciens, qui s'étend de Neusohl à l'ouest jusqu'à Kaschau à l'est. Leur exploitation, autrefois fort active, est aujourd'hui en pleine décadence. Elle ne conserve quelque activité que dans la partie orientale du massif, surtout dans le sud du comitat de Zips.

Cette région, où se trouvent les mines de cuivre de Kotterbach, Slovenka et Göllnitz, le grand amas de pyrite cuprifère de Schmöllnitz, le gîte de jamesonite aurifère d'Arany-Idka, les exploitations de nickel et cobalt de Dobschau, est fort accidentée, sans présenter cependant des montagnes bien élevées.

Au nord et à l'est, la vallée de la Hernad la sépare des Carpathes ; au sud, elle s'abaisse peu à peu vers la plaine de Hongrie ; à l'ouest, le cours du Sajo peut servir à la délimiter.

La Hernad se dirige d'abord de l'ouest à l'est, jusqu'à

Krompach ; elle coule dans une vallée très-ouverte, formée de grès des Carpathes. Au-dessous, elle s'engage dans une gorge étroite, creusée dans les schistes micacés et talqueux. Près d'Abos, sa direction change brusquement et devient N. 165° E.; en même temps la vallée s'élargit peu à peu jusqu'à Kaschau, où elle n'est plus bordée que par des collines peu élevées.

Après la Hernad, le cours d'eau le plus important du pays est celui qui passe à Göllnitz, après avoir traversé Wagendrüssel, Schwedler et Einsiedel, et se jette dans la Hernad, près de Margiczan. La partie supérieure de sa vallée, jusqu'à Gross-Hniletz, est encaissée dans de puissants escarpements calcaires recouverts d'une vigoureuse végétation de sapins et de mélèzes. Elle présente des points de vue fort pittoresques et serait fréquemment visitée si le mauvais état des routes, la difficulté de se procurer des moyens de transport, la simplicité trop primitive des auberges ne se réunissaient pour écarter les voyageurs.

Plus loin, la vallée s'élargit en pénétrant dans les schistes et conserve sa direction générale de l'ouest à l'est jusqu'à Einsiedel; de là, jusqu'à Magzican, elle est orientée 60° E., sauf un brusque crochet près de Hüttengrund.

La Hernad reçoit encore sur sa rive droite d'autres affluents moins importants, tels que le Slovenki-Bach, qui passe à Slovenka et à Krompach et coule d'abord vers l'est, puis sur 19° E., et le Kotterbacher-Bach, dirigé à peu près 316° E.

Les points culminants de cette régions sont situés entre Dobschau et Schmöllnitz; ce sont le Goldener-Tisch (1.300 mètres), le Volovec (1.270 mètres) et le Pipitka (1.225 mètres). Près d'Arany-Idka se trouve un autre massif dont le sommet principal est la Koisovska-Hola (1.230 mètres). Les formes de ces montagnes schisteuses sont généralement arrondies; au contraire, le plateau du Galmus, situé au nord, près de la Hernad, entre Kotterbach et Krom-

pach, présente de grands escarpements calcaires et dolomitiques, connus dans le pays sous le nom générique de Skala.

Cette région montagneuse, qui semble si naturellement destinée à la culture forestière, ne possède plus aujourd'hui que des bois de peu d'étendue, assez mal entretenus. Des défrichements inintelligents ont fait disparaître en grande partie les vastes forêts d'autrefois; les usines ne peuvent plus s'approvisionner de charbon dans un rayon restreint et sont obligées d'aller en demander à des districts qui ont mieux conservé jusqu'ici leurs richesses forestières.

Description géologique.

Le massif montagneux qui nous occupe se compose essentiellement de schistes cristallins, probablement métamorphiques. Ils sont tantôt talqueux, tantôt micacés; on n'y a rencontré jusqu'ici aucune trace de corps organisés. Le granit les perce en quelques points; mais il couvre une faible surface et ne joue qu'un rôle secondaire dans la constitution générale du pays. Il en est de même des roches éruptives basiques qui sont, d'une part, des serpentines bien caractérisées; de l'autre, des roches verdâtres, parfois à éléments discernables, parfois tout à fait compactes. Ces dernières roches sont encore mal étudiées et mal délimitées; dans le pays, on les confond fréquemment avec les schistes talqueux, sous le nom commun de Grünstein ou de Gabbro; l'Institut géologique de Vienne les classe parmi les diabases.

Sur les formations cristallines reposent à l'extérieur du massif des formations moins profondément modifiées, mais où les fossiles font encore presque absolument défaut. On a pu cependant les rapporter avec quelque vraisemblance aux époques carbonifère, permienne et triasique.

Les terrains jurassiques et crétacés ne semblent pas

être représentés, sauf peut-être en un point. Les couches du trias plongent immédiatement au sud sous le diluvium, au nord sous les assises puissantes du grès des Carpathes.

Je vais maintenant donner quelques détails sur les caractères de ces formations diverses.

Granit. — Le granit ne se rencontre guère que dans le Sullowa-Gebirge, près de Dobschau. Il est à grain moyen, très-quartzeux et très-pauvre en mica; il ne contient qu'un seul feldspath, de couleur blanche. Il forme une bande orientée à peu près O.-N.-O.—E.-S.-E. et passe aux schistes qui le recouvrent par l'intermédiaire d'un gneiss très-feuilleté, contenant quelques lits minces de calcaire. On rencontre accidentellement dans ce granit une syénite à feldspath verdâtre, très-riche en amphibole.

Gneiss. — Le gneiss se rencontre en un plus grand nombre de points; il forme les sommets du Pipitka, près de Schmöllnitz, du Dachsenhübel, près d'Einsiedel, de la Koisovska-Hola, près d'Arany-Idka; il constitue la rive gauche de la Hernad, en face de la Phönix-Hütte. Il paraît en général intercalé dans les micaschistes et plonge comme eux. Cependant M. O. Andrian admet qu'une partie de ce gneiss serait de nature éruptive; d'après lui on peut, près de Zeleznik, observer dans un gneiss très-feuilleté, pauvre en quartz, des fragments empâtés d'un gneiss de nature tout à fait différente.

Micaschistes. — La plus grande partie du pays est formée de micaschistes fortement schisteux, généralement très-pauvres en quartz; leur couleur varie du vert sombre au gris clair. Ils passent souvent au schiste talqueux, d'une manière toute locale et irrégulière. Leur orientation dominante est à peu près est-ouest; près de Slovenka elle est d'environ N. 95° E.; près de Göllnitz, elle oscille de part et d'autre d'une direction moyenne représentée par 70° E. Leur plongement est généralement dirigé vers le sud; sa valeur, qui n'est que de 30° environ sur les bords de la

Hernad, près de la Stefanshütte, atteint 60° près de Hüttengrund.

Les micaschistes paraissent avoir subi de puissantes ondulations de directions différentes. Leur âge est difficile à fixer; ils sont certainement inférieurs aux schistes verts qui forment une zone étroite sur leur frontière nord et que M. de Hauer classe comme dévoniens. Les micaschistes doivent donc être considérés comme siluriens ou plutôt antésiluriens, comme nous le verrons plus loin.

Schistes verts.— Ces schistes forment sur les limites nord et est des micaschistes une bande de largeur très-variable, qu'on ne retrouve pas sur le versant sud du massif. La direction de cette bande, est-ouest près de Kotterbach, change brusquement à partir de Krompach et surtout de Göllnitz: elle devient environ 135° E. Les couches permiennes et triasiques qui lui sont superposées sont orientées de la même manière.

Au point de vue lithologique, ces schistes sont difficiles à bien définir. Leur couleur varie du vert clair plus ou moins jaunâtre au vert foncé. Leur cassure est parfois franchement schisteuse, mais toujours fortement ondulée. Leur texture est parfois grenue, parfois fibreuse; dans ce dernier cas, que j'ai observé près de Kotterbach, ils présentent de grandes analogies avec certains killas du Cornwall. Ils sont presque toujours talqueux et perdent de l'eau par calcination : ce caractère s'accentue souvent au voisinage des filons, et la roche se charge en même temps de petits cubes de pyrite.

La direction générale de la bande de schistes verts est est-ouest dans la région métallifère ; j'y ai observé la direction 95° E. déjà signalée dans les micaschistes. D'après M. Stur et les mineurs du pays, leur plongement serait dirigé vers le sud et serait concordant avec celui des micaschistes. Cependant les observations que j'ai pu faire moi-même m'ont indiqué un plongement vers le nord

dont la valeur varie de 30° à 70°. J'attribue cette différence à ce que les roches traversées par les travaux de mines sont généralement sous l'influence de l'étirement que la formation de grands filons fait subir au terrain encaissant. Cet étirement tend à développer dans les épontes une fausse schistosité paralèlle au plan du filon, et c'est seulement à une certaine distance que l'on peut déterminer avec certitude le plongement véritable du terrain.

On n'a trouvé jusqu'ici aucune trace d'êtres organisés dans ces schistes évidemment métamorphiques; néanmoins M. de Hauer les considère comme dévoniens. On n'a guère pour cela d'autre motif que la superposition de couches rapportées avec quelque probabilité à l'époque carbonifère.

Formation carbonifère. — A partir de cette formation, l'aspect cristallin des strates antérieures disparaît entièrement. A Kotterbach et à Poracs, elle est représentée par un conglomérat formé de cailloux roulés de quartz et de fragments arrondis de roches anciennes, unis par un ciment argilo-sableux, de couleur rougeâtre.

Près de Jeckelsdorf, ce conglomérat est recouvert d'abord par des schistes fissiles, puis par un conglomérat à ciment grisâtre.

On n'a pas trouvé de fossiles dans ces couches de la région nord : on les considère comme carbonifères d'après leur analogie avec les couches fossilifères de Dobschau, qui présentent de bas en haut la composition suivante :

1° Calcaire sombre, parfois dolomitique, rempli de fragments de crinoïdes et de débris de fossiles impossibles à déterminer.

2° Schistes violacés, contenant beaucoup de mica. Ils renferment des débris de crinoïdes, de céphalopodes, des empreintes végétales et les fossiles suivants, déterminés par M. Suess :

Receptaculites Oceani (Eichw.).
Productus fimbriatus (Sow.).
Camarophoria Suessi (Suess).

3° Marnes de couleur claire, contenant quelques lits minces de houille impure; on y a trouvé une bivalve indéterminée.

A Dobschau, la formation carbonifère constitue un îlot peu étendu. Dans le nord du massif, elle forme une bande orientée est-ouest; ses assises sont presque horizontales, comme celles des terrains supérieurs. Sa puissance est maximum au sud d'Igló ; déjà faible à Kotterbach, elle se réduit à rien un peu à l'est de Göllnitz.

Rothliegendes. — Cette formation est représentée, à l'est du massif surtout, par des schistes violets ou verdâtres, parfois fortement chargés de mica, d'autres fois assez talqueux pour pouvoir servir de matériaux réfractaires. Près de Krompach, ils sont nettement fissiles et sont exploités comme ardoises; leur teinte est d'un violet sombre.

Ces schistes n'ont jusqu'ici fourni aucun fossile.

Trias. — Le trias est nettement délimité par la découverte en quelques endroits des schistes de Werfen qui forment sa base dans les Alpes. A Folkmar, au sud d'Igló, cet étage est représenté par une marne jaunâtre, où l'on a trouvé la Naticella costata (Munst.); à la Slovenka-Skala, dans une marne grise, on a rencontré la Myophoria costata (Zenk.) appartenant au même niveau. Près de Dobschau, les schistes de Werfen recouvrent l'euphotide; ils sont sableux, verdâtres, peu puissants, et contiennent le Myacites Fassaensis et la Naticella costata.

Les schistes de Reingraben ont été rencontrés en un seul point, au Zelesna Berg, entre Bela et Opaka; ils sont caractérisés par la Halobia Haueri.

La masse principale de la formation triasique se compose de calcaires à la partie inférieure, de dolomies au-

dessus. Ces couches, très-puissantes et très-homogènes, plongent faiblement vers le nord dans la zone qui s'étend entre Kotterbach et Krompach. On n'y a pas encore trouvé de fossiles, mais leur superposition immédiate aux couches de Werfen ne laisse guère de doutes sur leur âge.

Formation éocène. — Les terrains jurassique et crétacé paraissent manquer complétement : la formation éocène, ou grès des Carpathes, succède donc immédiatement au trias.

Elle se compose des éléments suivants, pris dans l'ordre ascendant :

1° Calcaire compacte et conglomérats dolomitiques à ciment argilo-calcaire ;

2° Grès calcaire à grain fin, de couleur brune, avec empreintes de plantes. Il contient un grand nombre de cavités arrondies, provenant peut-être de la destruction de noyaux calcaires ;

3° Marnes grises fort peu développées.

Le calcaire et le grès à nummulites manquent absolument dans cette région.

En un seul point, près de Stefanshütte, on observe à la base du système précédent un conglomérat rouge, formé de débris roulés de roches cristallines.

Diabases. — Les schistes verts, dont nous avons parlé plus haut, ont été traversés en quelques points par d'autres roches vertes que l'on a souvent confondues avec eux. Elles sont assez développées près de Tökes, entre Arany-Idka et Kaschau ; là elles sont tout à fait compactes et ont l'apparence d'amphibolites. A Zsakarocz, près Göllnitz, on peut y distinguer un feldspath strié et de la hornblende vert sombre.

L'institut géologique de Vienne classe ces roches parmi les diabases : elles se rapporteraient peut-être plus natu-

rellement aux diorites et aux amphibolites. On a appliqué également ce nom de diabase à une roche fort différente, celle qui forme à Dobschau le toit des filons de nickel et de cobalt. Désignée dans le pays sous le nom de Grünstein ou de gabbro, elle se compose ordinairement de feldspath blanc et grenu ne présentant que rarement des faces de clivage, de diallage vert bronzé presque noir, à faces fortement ondulées, et enfin un peu de quartz hyalin. La teneur en silice est d'environ 58 p. 100; c'est une forte proportion pour une roche semblable, et elle ne peut s'expliquer que par la présence de quartz libre. Ce grünstein contient en outre 4,5 p. 100 d'eau. Sa texture ordinaire est celle d'un gneiss très-feldspathique; cependant on y trouve des masses d'euphotide bien caractérisée, à gros éléments, et des parties à texture extrêmement compacte. Il semble qu'il y ait un passage continu entre ces deux aspects extrêmes et que la roche passe insensiblement aux schistes qui l'entourent. C'est du moins ce qu'a indiqué une grande galerie d'écoulement actuellement en cours d'exécution; au contraire du coté nord, la démarcation entre la roche éruptive et les schistes paraît être assez tranchée.

Serpentines. — Les euphotides sont fréquemment en corrélation avec les serpentines; il semble en être ainsi à Dobschau. Dans cette localité, la serpentine présente deux variétés bien distinctes. L'une se compose d'une pâte vert jaunâtre, toute parsemée de petits grenats d'un beau vert, qu'on a rapportés à l'ouwarowite. L'autre variété, beaucoup plus abondante, est formée d'une pâte vert foncé, avec des veines un peu plus claires se fondant dans la masse, et des lamelles de diallage très-chatoyant; elle contient 13,2 p. 100 d'eau. On y a rencontré parfois du fer magnétique en cristaux disséminés.

Ce massif de serpentine, encaissé dans les schistes anciens, présente un grand nombre de fentes, tantôt enduites de petits cristaux de grenat, tantôt remplies de chrysotile;

plus rarement on y trouve les arséniures de nickel et de cobalt.

On rencontre la serpentine au milieu des calcaires triasiques, à quelque distance au nord-ouest de Dobschau et à Jeckelsdorf, près de Göllnitz; elle est de couleur claire, peu fissurée, et ne contient pas de minéraux accessoires.

Enfin, d'après M. Stur, on rencontre la serpentine dans des couches beaucoup plus récentes, au milieu des grès des Carpathes, près de Sedlice. Elle y est bréchiforme, composée de fragments vert sombre soudés par une pâte vert jaunâtre; la masse est traversée de veines de serpentine noble et de chrysotile.

DEUXIÈME PARTIE.

Description des gîtes.

Les gîtes cuivreux du comitat de Zips sont des filons dirigés, les uns de l'est à l'ouest, les autres du nord-ouest au sud est. Les premiers sont de beaucoup les plus nombreux; leur remplissage se compose principalement de fer spathique, contenant des mouches de fahlerz, riches tantôt en argent, tantôt en mercure. Les autres renferment du quartz avec de la pyrite cuivreuse non argentifère et de la pyrite de fer; on y rencontre parfois de la barytine.

Les centres principaux de l'exploitation sont, de l'ouest à l'est, Kotterbach, Slovenka et Göllnitz: c'est dans cet ordre que je vais les décrire.

FILONS DE KOTTERBACH.

Il existe un grand nombre de filons dans les environs du village de Kotterbach, surtout au sud, dans la direction de Schwedler. On a exploité jusqu'à ces dernières années un de ces filons secondaires, connu sous le nom de Gustav

Friederici Gang; mais aujourd'hui les travaux ne portent plus que sur les deux gîtes principaux, le Drogyakischer Gang et le Grober Gang.

Drogyakischer Gang ou *Hangend Gang*. — Ce filon a été reconnu sur plus de 2.000 mètres en direction. Ses affleurements sont visibles près de Kotterbach, un peu au sud du ruisseau, et l'on peut les suivre jusque dans le voisinage du village de Poracs, où ils sont formés presque exclusivement de barytine, et présentent une puissance de 7 à 8 mètres.

Il serait possible que ce filon s'étendît beaucoup plus loin. Les importantes mines de fer du Bindt, au sud d'Iglo, se trouvent à peu près dans son prolongement. Là l'exploitation porte sur un filon de sidérose puissant de 12 à 15 mètres, où l'on rencontre des mouches de cuivre gris trop peu abondantes pour qu'on puisse en tirer parti; on trouvera plus loin une analyse de ce minéral.

A l'est on a considéré comme le prolongement du Drogyakischer Gang un filon de fer spathique exploité au Queckberg, au-dessus de Slovenka, pour alimenter les hauts fourneaux de Krompach. La direction des deux filons concorderait assez bien, mais le prolongement du premier passe beaucoup au sud du Queckberg et serait représenté plutôt par un des filons d'Helczmannocz, peut-être le Neu Gabe Gottes, qui a exactement la même direction.

Ces identifications ne présentent au fond qu'un intérêt médiocre; un champ de fractures forme un ensemble où chaque cassure particulière n'a pas en réalité d'individualité propre. D'une part le mineur considère souvent comme un filon unique une suite de fentes de directions diverses reliées par un remplissage unique; d'autre part il regardera comme constituant deux filons différents une fracture qui s'est faite en deux parties simplement juxtaposées à leurs extrémités, ne se continuant pas directement l'une l'autre.

La direction générale du Drogyakischer Gang est 95° E.;

il plonge en moyenne de 80° vers le sud. Près de la surface il est encaissé dans le conglomérat rouge qui représente la formation carbonifère ; à une profondeur de 20 à 25 mètres, il pénètre dans les schistes verdâtres que M. de Hauer considère comme dévoniens. Ces schistes sont orientés est-ouest ; d'après les mineurs du pays, ils plongeraient sud, à peu près sous le même angle que le filon. Il semble en effet en être ainsi dans le voisinage de celui-ci, et je n'ai pas eu l'occasion, dans les travaux souterrains, de déterminer le plongement des schistes à une distance suffisante pour éliminer cette influence perturbatrice. Au jour, leur plongement paraît plutôt dirigé vers le nord.

Ces schistes sont compactes, sans direction de fissilité bien marquée ; parfois ils ont une texture fibreuse. Près du filon et surtout entre ses ramifications, ils sont devenus fortement talqueux et se sont souvent imprégnés de pyrite de fer.

Le Drogyakischer Gang se compose de deux ou trois veines parallèles, dont l'écartement extrême atteint jusqu'à 45 mètres. Leur puissance individuelle varie beaucoup et peut atteindre 4 à 5 mètres. Ces branches se séparent et se réunissent de nouveau à plusieurs reprises. Le filon devient unique vers le Josephi Schacht, dans sa partie est ; il n'a guère été exploité au delà.

La masse principale du remplissage se compose d'un fer spathique jaunâtre, peu altérable à l'air, à grandes lamelles. Sa composition est la suivante, d'après M. Frésénius :

FeO	51,69
MnO	2,52
CaO	0,60
MgO	5,48
CO^2	39,62
PhO^5	0,012
S	0,00
Résidu insoluble	traces.
	99,92

C'est un minerai de fer très-pur, tenant 40,20 p. 100 de fer et 1,95 p. 100 de manganèse, 0,05 seulement de phosphore et point de soufre, pourvu qu'on l'ait séparé par scheidage des minerais de cuivre et du sulfate de baryte qu'il peut contenir. Aussi son exploitation tend-elle à prendre une importance croissante; en 1873, on en a envoyé 2.000 tonnes environ en Silésie.

Le cuivre gris se trouve disséminé en fragments anguleux dans le fer spathique : il n'y est pas réparti d'une manière uniforme. Dans chaque veine le minerai se trouve surtout au mur et la veine du mur en contient généralement plus que les autres. Il n'y a pas mélange intime entre le cuivre gris et le fer spathique; dans certains échantillons, le premier minéral forme une masse homogène qui a dû être brisée presque sans déplacement et soudée par la sidérose. Celle-ci semblerait donc être de date un peu postérieure.

Les analyses suivantes, dues à M. K. v. Hauer (*Jahrbuch der K. K. Geologischen Reichsanstalt*, 1852), indiquent la composition des cuivres gris du Drogyakischer Gang:

	Heiligen Geist Sch.	Rothbaumer Sch.	Bindt.
Soufre.	24,89	22,00	25,90
Cuivre.	32,80	39,04	36,59
Fer.	5,85	7,38	7,11
Mercure.	5,57	0,52	3,07
Antimoine.	30,18	31,56	26,70
Arsenic..	traces	traces	traces
	99,29	100,50	99,37

Au milieu de ce remplissage de fahlerz et de fer spathique courent quelques veines de quartz et de barytine qui, suivant toute apparence, sont de date postérieure. Le premier de ces minéraux est blanchâtre et contient fréquemment des mouches de pyrite cuivreuse; le second

se trouve tantôt associé avec le quartz, tantôt seul, comme aux deux extrémités reconnues du filon. Enfin on rencontre dans la masse quelques mouches de pyrite cuivreuse ; elle est stérile en argent comme celle qui accompagne le quartz et m'a paru en relation constante avec des veines de ce minéral.

Le Drogyakischer Gang n'est traversé par aucun croiseur proprement dit ; mais il est coupé en plusieurs points par des failles minces, remplies d'argile et ne donnant lieu qu'à un rejet insignifiant. L'une d'elles cependant, près du Rothbaumer Schacht, a fait subir au filon un déplacement d'une dizaine de mètres vers la droite. Elle est orientée à peu près nord-sud et plonge fortement vers l'ouest. Elle ne contient que de l'argile de broyage, mais on trouve au voisinage dans le filon des géodes de calcite qui paraissent être le résultat d'un remaniement récent du remplissage.

La direction nord-sud est fréquente dans ces failles : j'ai eu l'occasion de l'observer plusieurs fois, près du puits Heiligen Geist, par exemple.

On rencontre fréquemment aussi des failles orientées à peu près nord-est ; d'après mes observations, elles paraissent former deux groupes, l'un autour de la direction 40° E., l'autre de la direction 60° E. Ce sont de simples fentes, qui n'ont produit que des rejets insignifiants.

Enfin il reste à signaler de nombreux glissements orientés comme le filon lui-même, qui ont produit fréquemment des miroirs dans les remplissages et de minces salbandes argileuses sur les deux épontes.

Grober Gang. — Le Grober Gang ou Liegend Gang est situé au nord du précédent : il affleure en quelques points au milieu du conglomérat rouge qui forme la rive droite de la vallée. A l'est il se termine un peu au delà de l'Andräi Schacht par d'étroites ramifications qui vont se relier au Drogyakischer Gang ; à l'ouest il s'amincit, devient ba-

rytique et disparaît vers l'extrémité du Theresia Feld. Il est connu sur une longueur de 1.200 mètres environ.

Sa direction est 102° E.; il plonge de 80° vers le sud, comme le Hangend Gang. La roche encaissante est, près de la surface, le conglomérat carbonifère, et en profondeur le schiste vert, devenu fortement talqueux près du filon. Celui-ci forme une veine unique dont la puissance atteint 12 à 15 mètres. Le remplissage ne contient presque pas de débris de la roche encaissante; il en est séparé de part et d'autre par des salbandes argileuses de plusieurs centimètres d'épaisseur.

Ce remplissage, comme celui du Hangend Gang, se compose essentiellement de fer spathique avec fragments disséminés de fahlerz. Le fer spathique est tout semblable à celui de l'autre filon; le fahlerz y paraît réparti de la même manière. On a rencontré une fois dans le schiste du mur une veine isolée de cuivre gris massif, puissante de 30 centimètres environ, sans aucun mélange de fer spathique. Le minerai paraît contenir un peu moins de mercure et un peu plus d'argent que celui du Hangend Gang. Les deux analyses suivantes ont été faites sur des échantillons choisis, la première par M. de Hauer, la seconde par moi-même à l'École des mines.

	Andreas Schacht.	Theresia Feld.
Soufre	19,58	20,45
Antimoine	33,35	27,50
Arsenic	traces	traces
Cuivre	34,23	32,30
Fer	9,46	6,63
Zinc	»	2,40
Plomb	»	1,70
Mercure	3,57	5,85
Argent	»	0,0925
Quartz	»	2,51
	99,97	99,43

On a rencontré près des affleurements du mercure natif

et du cinabre provenant peut-être de l'altération des cuivres gris mercuriels. Un autre minéral tout à fait accidentel dans le Grober Gang est le minerai de nickel, rencontré une fois au quatrième niveau, près du toit.

Le quartz et la pyrite cuivreuse, parfois accompagnés de barytine, forment des veines qui paraissent plus récentes que le remplissage principal. Leur venue semble avoir exercé en quelques endroits une sorte de métamorphisme spécial sur le fer spathique et l'avoir transformé en fer oligiste micacé. Ce minéral, en effet, se rencontre en veines et en masses fort irrégulières, contenant souvent de la pyrite cuivreuse à leur intérieur.

Dans la région ouest (Theresia Feld), le filon est rejeté vers la droite par un croiseur quartzeux et barytique, orienté 135° E. et plongeant vers le sud-ouest. Sa puissance est de 3 à 4 mètres; il est formé de quartz avec quelques mouches de pyrite cuivreuse et un peu de barytine qui s'est souvent déposée à l'intérieur des géodes quartzeuses. Tout ce remplissage est fortement soudé aux épontes et ne contient presque pas de fragments de schiste ou de fer spathique; au contraire, il a pénétré à une certaine distance dans le filon principal de part et d'autre.

Un peu plus à l'ouest, une faille argileuse épaisse de 2 à 3 centimètres seulement a rejeté le filon de 5 à 6 mètres; elle est orientée 55° E. et plonge de 7° vers le sud-est.

Le remplissage du Grober Gang disparaît peu à peu vers l'ouest et est remplacé par des veines barytiques stériles : le Drogyakischer Gang se termine de la même manière dans cette direction. La ligne qui joint les extrémités des travaux est à peu près parallèle au croiseur signalé ci-dessus : peut-être est-ce un croiseur analogue, mais plus ramifié et plus puissant, qui est venu jusqu'ici arrêter les recherches dans la direction de l'ouest.

Gustav Friederici Gang. — Ce filon n'est plus exploité aujourd'hui : les travaux ont été poussés jusqu'à une cen-

taine de mètres de profondeur. La direction générale du filon est 72° E.; il plonge de 60 à 65° vers le sud; sa puissance ne dépasse pas 2 mètres.

Le remplissage se compose, comme celui des filons précédents, de fer spathique et de fahlerz avec un peu de barytine. Les fahlerz étaient en trop petite quantité pour que l'exploitation ait pu se soutenir, malgré leur teneur moyenne de 9 à 10 p. 100 en mercure. M. de Hauer en donne l'analyse suivante :

Soufre	24,37
Cuivre	30,58
Fer	1,46
Mercure	16,69
Antimoine	25,48
Arsenic	traces
	98,58

FILONS DE SLOVENKA.

A l'est de Poracs on ne tarde pas à rencontrer les calcaires triasiques; les affleurements de filons disparaissent en même temps et l'on n'en retrouve qu'auprès de Slavenka. Au contraire, les montagnes qui séparent ce village de Göllnitz sont depuis longtemps le siége de vastes travaux de mines.

Une partie de ces travaux, poussée activement aujourd'hui, a pour objet l'alimentation des hauts fourneaux de Krompach. On a exploité ainsi pour fer spathique trois filons voisins de Krompach. Le plus au nord est le filon Lucia, situé près de Klukno, orienté environ 105° E. : 2 kilomètres et demi plus au sud se trouve le filon de Vordergrund, fort mal connu, orienté à peu près 108° E. Le filon le plus important est celui qui affleure près du sommet du Queckberg ou Klipperberg; il est orienté environ 100° E. On le regarde dans le pays comme le pro-

longement du Drogyakischer de Kotterbach, à cause de sa puissance, qui atteint 7 à 8 mètres : il suffit de jeter un coup d'œil sur la carte pour reconnaître que cette opinion n'est guère admissible.

Le remplissage de ce groupe de filons du nord se compose de fer spathique avec quelques mouches de fahlerz et pyrite cuivreuse, et quelques veines de quartz et de barytine. Il est fréquemment soudé aux épontes et les salbandes font défaut.

Les affleurements sont formés d'hématite brune ; on en rencontre dans cette région un grand nombre qui n'ont jamais été attaqués.

Grober Gang. — Au contraire ce sont les cuivres gris argentifères qui sont le but de l'exploitation du Grober Gang, situé au sud du village de Slovenka et reconnu sur une longueur d'environ 4 kilomètres, depuis le Latzemberger Schacht, au pied de la Slovenka Skala, jusqu'à sa rencontre avec le Kahlehöher Gang entre le Grensling Schacht et l'Andreas Schacht.

La roche encaissante est un schiste talqueux, qui prend près du filon un aspect gras et une couleur plus claire ; il se charge en même temps de pyrite cubique. Il est orienté 95 à 100° E et plonge de 45° vers le sud.

Le filon est dirigé sur 85° E. et plonge de 70° vers le sud en moyenne. Il est généralement divisé en trois veines dont l'écartement peut atteindre 40 mètres. Dans les points de jonction de ces veines, sa puissance va jusqu'à 25 mètres.

Le remplissage se compose de fer spathique à grandes lamelles avec fahlerz, pyrite cuivreuse et quartz : il est séparé des deux épontes par des salbandes argileuses. Le fahlerz de ce filon ne contient qu'une quantité insignifiante de mercure, mais il tient jusqu'à 900 grammes d'argent aux 100 kilog.

L'analyse d'un échantillon de la mine Bogdanez m'a donné les résultats suivants :

Soufre	22,69
Antimoine	28,48
Arsenic	traces
Cuivre	35,29
Fer	6,24
Zinc	1,20
Plomb	2,21
Mercure	0,70
Argent	0,52
Quartz	1,55
	98,88

On voit que ce cuivre gris contient une proportion de plomb fort notable.

De même qu'à Kotterbach, ce remplissage est souvent coupé de veines de quartz et de pyrite cuivreuse. Ces veines deviennent beaucoup plus abondantes quand on avance vers l'est et qu'on se rapproche ainsi du Kahlehöber Gang. L'intersection de ce filon avec la branche du mur du Grober Gang pouvait s'observer lors de ma visite près du Grensling Schacht. On voyait très-nettement les veines du quartz chargé de pyrite cuivreuse se détacher du croiseur et pénétrer dans le remplissage spathique. Cette veine se retrouve de l'autre côté du croiseur. Elle a été à peine rejetée et sa direction ne s'est pas modifiée ; cependant on ne l'a suivie jusqu'ici qu'à une faible distance. Il en a été de même pour les autres branches du Grober Gang.

Vers l'ouest, le Grober Gang va s'enfoncer sous le plateau de calcaire triasique connu sous le nom de Slovenka Skala ; les travaux de la mine Latzemberg ont été poussés à plusieurs centaines de mètres en direction au-dessous du calcaire et l'on a constaté que le filon se poursuivait avec son allure normale. Mais on a constaté en même temps qu'il ne se prolongeait pas dans les couches triasiques, qui commencent en cet endroit par les schistes de Werfen. Il semble donc naturel d'admettre que les filons est-ouest, analogues au Grober Gang, et leur remplissage spathique

sont antérieurs au dépôt des couches du trias. Un autre fait vient confirmer cette conclusion, c'est l'absence complète d'affleurements et de fouilles anciennes dans les plateaux calcaires de ce district.

Kahlehöher Gang. — Ce filon a été exploré sur une longueur de 4 kilomètres environ, depuis Göllnitz jusqu'au ruisseau de Slovenka : il n'est pas connu sur la rive ouest de ce dernier, et par suite on ne sait pas comment il se comporte au voisinage des calcaires triasiques du Galmus.

Sa direction générale est 136° E.; mais le filon s'infléchit parfois sur une faible longueur pour suivre des directions est-ouest comprises entre 85° E. et 95° E. Il suit alors des filons spathiques, comme j'ai pu le constater dans le district de Göllnitz, à l'Unterer Kaiser Stollen. En ce point sa direction devenait sur une vingtaine de mètres 95° E. ; mais en même temps son plongement changeait de sens et son remplissage, quartzo-pyriteux se chargeait de fragments disséminés de fer spathique.

Dans le district de Slovenka, le Kahlehöher Gang plonge de 76° vers le sud-ouest; du côté de Gollnitz, il plonge de 60 à 65° vers le nord-est. Ce changement de sens paraît dû à un faisceau de failles puissant de 150 mètres environ et orienté 70° E. Le rejet mesuré horizontalement est de 60 à 70 mètres.

Le remplissage se compose de quartz blanc, de pyrite cubique et de pyrite cuivreuse disséminée en mouches plus ou moins volumineuses. La barytine s'y trouve en petite quantité : on y a rencontré accidentellement de la galène. La pyrite cuivreuse ne contient pas d'argent en proportion appréciable; cependant les minerais, tenant 7 à 8 p. 100 de cuivre, rendent environ 70 grammes d'argent aux 100 kilogrammes. Cet argent provient probablement d'une faible proportion de fahlerz très-riches qui se trouvent aux croisements avec les veines est-ouest.

Le quartz paraît renfermer en quelques endroits une

très-petite quantité d'or qu'on a extraite à une certaine époque par broyage et amalgamation. Le quartz et la pyrite cuivreuse forment une masse compacte et ne sont jamais cristallisés; le tout est fortement soudé aux épontes. Celles-ci, formées de micaschiste plongeant vers le sud, ont été fortement imprégnées de quartz. On n'en trouve presque jamais de fragments à l'intérieur du remplissage, qui semble s'être formé rapidement et immédiatement après l'ouverture de la fracture initiale.

Dans le district de Slovenka, le filon est unique et puissant de 7 à 8 mètres; dans celui de Göllnitz, il est divisé en deux ou trois veines d'une puissance totale de 10 à 12 mètres. Celle du toit contenait des minerais pyriteux massifs que les anciens mineurs ont abattus presque complétement.

Le Kahlehöher Gang est coupé par quelques failles orientées les unes 50° E., les autres 70° E., comme la grande faille signalée plus haut.

FILONS DE GÖLLNITZ ET HELCZMANNOCZ.

Le Kahlehöher Gang, que je viens de décrire, appartient aussi bien au district de Göllnitz qu'à celui de Slovenka : il forme un trait tout spécial de leur physionomie et une sorte de ligne de démarcation entre eux. Au contraire les filons spathiques sont fort nombreux, surtout dans la région qui s'étend entre Göllnitz et Helczmannocz.

Kreuzschläger Gang. — Au nord de Göllnitz se trouve le Kreuzschläger Gang, connu aussi sous le nom de Zechner ou de Gregori. On a voulu en faire le prolongement du Grober Gang de Slovenka; mais les deux filons ont une direction différente, un plongement opposé, et leur continuité n'a nullement été établie par les travaux.

La direction générale du Kreuzschläger Gang est environ

105° E.; mais elle présente un grand nombre d'inflexions et de sinuosités. Le plongement est dirigé vers le nord.

La puissance du filon est fort variable; elle peut atteindre une dizaine de mètres. Le remplissage se compose de fer spathique et de fahlerz, dont la teneur en argent varie de 200 à 1.000 grammes aux 100 kilgorammes. Ce dernier chiffre est atteint à l'extrémité est du filon, près de Gregori Schacht; la teneur en mercure y est également assez considérable. Le filon se termine un peu au-delà de ce puits en étroites ramifications dans le micaschiste. Du côté ouest, le filon se charge de quartz et de pyrite cuivreuse au voisinage du Kahlehöher Gang qui forme de ce côté la limite des travaux.

Silbergang. — Au sud de Göllnitz, entre cette ville et Helczmannocz, se trouve une série de filons est-ouest qui ont été exploités surtout au voisinage du Kahlehöher Gang. Le premier d'entre eux, en commençant par le nord, est le Silbergang, à remplissage spathique, orienté 93° E.

Neu Gabe Gottes Gang. — Environ 400 mètres plus au sud se rencontre le Neu Gabe Gottes Gang, orienté 95° E. et plongeant sud. Sa puissance est de 2 à 3 mètres; son remplissage se compose de fer spathique avec fahlerz et de pyrite cuivreuse en masses parfois considérables au voisinage du Kahlehöher Gang.

Gold Gang. — Le Gold Gang est encore plus au midi; il a été exploité surtout dans le district d'Helczmannocz. Sa direction est de 98° E.; son remplissage est tout à fait analogue à celui du précédent.

Plus au sud, entre Einsiedel et Schmöllnitz, on rencontre encore un grand nombre de filons cuivreux inexploités jusqu'ici.

Concordia Grube. — Cette mine se trouve au sud de Göllnitz, tout près de Hüttengrund. Les travaux, encore peu étendus, sont entièrement au-dessus du fond de la vallée et portent sur un faisceau de trois veines dont la

direction moyenne est 70° E. Leur plongement varie entre 65 et 75° vers le sud. La veine moyenne se réunit vers l'est à celle du mur; leur jonction a donné lieu à la formation d'une colonne importante de minerai.

La roche encaissante est un schiste talqueux gris, à surface ondulée et brillante ; il est orienté 70 à 75° E. et plonge vers le sud sur un angle de 55 à 60°.

Le remplissage se compose de fer spathique où sont disséminés des fragments de fahlerz généralement assez volumineux : on en a rencontré des lentilles massives de plusieurs mètres en hauteur et en direction et d'une puissance de plus de 0m,30. Ces cuivres gris tiennent de 7 à 800 grammes d'argent aux 100 kilog. La veine du mur est généralement la plus riche ; sa puissance, ainsi que celle des deux autres veines, ne dépasse pas 2 mètres. Le quartz, accompagné de pyrite cuivreuse, forme des veines irrégulières dans les filons.

Les failles sont rares et peu importantes ; ce ne sont que de simples joints argileux qui ne causent pas de rejets sensibles.

DIRECTIONS GÉNÉRALES ET REMPLISSAGES DES FILONS.

Directions des strates et des filons. — Dans tout le district métallifère du Zips, la stratification est dirigée de l'est à l'ouest dans son ensemble. Toutes les formations, depuis les micaschistes jusqu'aux couches triasiques, partagent cette orientation : à l'est de Göllnitz, au contraire, elles courent toutes du nord-ouest au sud-est. Les micaschistes et les schistes verts qui sont les roches encaissantes sont orientés fréquemment 95° E. ; au sud de Göllnitz, la direction de la première roche devient 70° E. sur une étendue considérable.

Les filons se divisent en deux groupes orientés, de même que les strates ; l'un est ouest, l'autre nord-ouest-sud-est. Les caractères de ces deux groupes sont parfaitement dis-

tincts ; le premier est celui des filons spathiques, le second celui des filons quartzo-pyriteux. Les premiers ont les directions suivantes :

Concordia Grube (Göllnitz).	70° E.
Gustav Friederici Gang (Kotterbach). . .	72° E.
Grober Gang (Slovenka).	85° E.
Silbergang (Slovenka et Helczmannocz).	93° E.
Drogyakischer Gang (Kotterbach). . . .	95° E.
Neu Gabe Gottes Gang (Slovenka et Helczmannocz).	96° E.
Goldgang (Slovenka et Helczmannocz). .	98° E.
Queckberg Gang (Slovenka).	100° E.
Grober Gang (Kotterbach).	102° E.
Kreuzschlæger Gang (Slovenka).	105° E.
Lucia Gang (Klukno).	105° E.

Nous nous trouvons en présence, d'un côté, de deux directions isolées, 70° E. et 85° E., et, d'autre part, d'un faisceau nombreux compris entre les directions extrêmes 93° E. et 105° E. L'étendue de cet angle ne permet guère d'attribuer à un phénomène unique toutes les fractures qui y sont comprises. En effet, il ne faut pas oublier que les roches encaissantes ont à peu près la même direction que les fractures ; les déviations horizontales que celles-ci ont pu subir en traversant des bancs de résistance différente ont dû par suite se réduire à fort peu de chose. Tout s'explique, au contraire, parfaitement si l'on admet l'influence successive de deux directions de fracture placées vers les deux extrémités du faisceau angulaire.

Le groupe des filons quartzo-pyriteux n'est représenté que par le Kahlehöher Gang, dirigé 136° E., et par un croiseur du Grober Gang de Kotterbach, dirigé 135° E.

Ces deux filons ont coupé et rejeté les filons du premier groupe ; ils semblent donc leur être postérieurs, comme le démontre mieux encore l'étude des remplissages. Il est impossible de déterminer par de semblables considéra-

tions l'âge relatif des fractures du groupe est-ouest; leur intersection réciproque n'a été observée nulle part. Il n'y a donc pas lieu de discuter ici la valeur des indications données par de pareilles intersections dans le cas d'un système de fentes parcouru en entier par un remplissage unique.

Direction des failles. — Les filons spathiques sont coupés par trois systèmes de failles, orientés en moyenne 2° E., 35 à 40° E. et 60° E.; le groupe nord-sud est le seul qui ait produit des rejets de quelque importance. Les filons portent en outre la trace de nombreux glissements suivant leur plan.

Le Kahlehöher Gang est coupé par plusieurs failles orientées environ 70° E.; c'est la direction de la grande dislocation qui semble avoir donné un plongement inverse à ses deux moitiés.

Remplissages. — Le remplissage de fahlerz et de fer spathique se rencontre dans tous les filons est-ouest, dont l'ensemble de direction forme un faisceau de 35° environ. Cette étendue n'a rien qui doive nous surprendre; les filons stannifères du Cornwall présentent entre eux, dans un même district, des divergences d'orientation tout à fait analogues. Tout ce qu'on peut en conclure, c'est que cette venue spathique correspondait à une tendance à la fracture suivant une ligne à peu près est-ouest; elle exerce une influence efficace sur toutes les fractures antérieures qui ne s'éloignaient pas trop de cette direction.

Je ne reviendrai pas ici sur les traits de détail de ce remplissage, déjà indiqués plus haut; je rappellerai seulement que le dépôt du cuivre gris paraît un peu antérieur à celui du fer carbonaté et que ce cuivre gris contient constamment du mercure. Il est à remarquer que la proportion de ce métal atteint son *maximum* aux deux extrémités du district, à Kotterbach et au Gregori Schacht, près de Göllnitz.

Un élément fort important pour la détermination de l'âge de ce remplissage est celui que nous apporte la mine Latzenberg, près de Slovenka. Nous avons vu plus haut que le Grober Gang y est exploité dans les micaschistes à une distance horizontale de plusieurs centaines de mètres sous les calcaires triasiques et qu'on ne peut cependant observer d'affleurements ni dans ces calcaires, ni dans les schistes de Werfen, situés au-dessous.

Il ne faut pas sans doute attribuer une valeur trop grande à un argument négatif comme celui-là; de ce qu'un filon ne semble pas se prolonger dans une roche, il ne faut pas conclure toujours que sa formation est antérieure à celle de cette roche. Mais ici l'on a affaire à des calcaires puissants, solides et éminemment appropriés à la formation et à la conservation des fentes. On peut donc admettre que si ces calcaires avaient été superposés aux micaschistes lors de l'ouverture finale et du remplissage du Grober Gang, ils auraient reçu des dépôts de quelque importance.

Les fractures dirigées sur le nord-ouest et leur remplissage sont postérieurs au remplissage spathique. Le Kahlehöher Gang et le croiseur qui rejette le Grober Gang de Kotterbach en donnent la preuve évidente. Dans leur intersection avec les filons est-ouest, le remplissage de ceux-ci a été coupé de la façon la plus nette et a été pénétré de quartz à une certaine distance, de part et d'autre. Il est vrai que ce minéral se rencontre aussi dans des points assez éloignés d'aucun croiseur reconnaissable; mais on peut s'expliquer ce fait par la facilité qu'offre une masse de fer spathique aux réouvertures de direction quelconque. Il n'y a donc pas lieu d'en tirer un argument contre la distinction de deux remplissages successifs, appuyée sur l'absence de fer spathique dans les filons nord-ouest.

La venue du quartz et de la pyrite cuivreuse doit avoir suivi immédiatement la formation des fentes de cette direc-

tion. En effet, le remplissage est éminemment compacte, les cristaux y font défaut; on n'y rencontre presque jamais de débris de la roche encaissante. Il semble que les fentes aient dû rester peu de temps ouvertes et n'aient pas éprouvé de ces mouvements multiples qui produisent ordinairement le broyage des épontes.

On n'a pu observer aucun fait caractéristique pour fixer l'âge du remplissage, comme dans le cas des filons est-ouest. Le Kahlehöher Gang, en effet, est encaissé partout dans les micaschistes; il disparaît près du ruisseau de Slovenka, assez loin encore des calcaires triasiques. On ne peut donc reconnaître directement s'il s'y prolonge ou s'il disparaît à leur contact.

COMPARAISON AVEC LES SYSTÈMES DE MONTAGNES.

Comme on le voit, les observations directes ne nous ont donné sur l'âge des fractures et des remplissages que des indications fort incomplètes. Nous savons seulement que le remplissage spathique est antérieur au trias, que les fractures est-ouest sont par suite antérieures à cette formation et que les filons quartzo-pyriteux lui sont contemporains ou postérieurs. Pour avoir des données plus précises, il nous faut rapprocher les directions observées de celles des divers systèmes de montagnes reconnus en Europe.

Le tableau suivant donne ces directions rapportées à Schmöllnitz et met en regard celles des filons et des strates.

Les coordonnées géographiques du centre de réduction, Schmöllnitz, sont :

Latitude nord.	48° 44′
Longitude est.	18° 24′

	Cercles du réseau.	Directions des filons et failles.	Direction des strates.
Corse et Sardaigne. .	7° 38′	2° Failles de Kotterbach.	
Nord de l'Angleterre.	12° 3′		
Vercors.	18° 44′		
Rhin.	30° 10′		
Alpes-Occidentales. .	38° 29′	35° à 40° Failles de Kotterbach.	
Longmynd.	40° 45′		
Mont Seny.	48° 11′		
Côte-d'Or.	59° 39′	60° Failles de Kotterbach.	
Primitif de Lisbonne.	66° 18′		
Westmoreland. . . .	60° 38′		
Erymanthe.	70° 5′	70° Concordia Grube. Gustav Friederici Gang. Failles de Göllnitz. 70°	Mica-schistes de Göllnitz.
Sancerrois.	77° 7′		
Etna-Ténériffe. . . .	82° 56′		
Alpes principales. . .	83° 23′		
Finistère.	88° 38′	85° Grober Gang de Slovenka.	
Tatra.	94° 46′	93° à 105° Direction de la plupart des filons spathiques. 95°	Direction dominante de la stratification.
Pays-Bas.	95° 33′		
Land's End.	102° 11′		
Ballons.	115° 11′		
Pyrénées.	118° 50′		

	Cercles du réseau.	Directions des filons et failles.		Direction des strates.	
Thüringerwald. . . .	137° 58′	136°	Filons quartzo-pyriteux.	135°	Srates à l'est de Göllnitz.
Morbihan.	147° 37′				
Mont Serrat.	149° 38′				
Mont Viso.	167° 28′				
Vendée.	173° 32′				
Ténare.	173° 58′				
Forez.	176° 40′				

En examinant le tableau précédent, on reconnaît immédiatement que l'orientation est-ouest, si dominante dans la stratification du district métallifère, doit être attribuée aux Pays-Bas ou au Tatra, ou peut-être à tous les deux. Le second de ces soulèvements a dû se faire sentir dans un district qui est si rapproché de son centre principal d'action, mais le premier avait déjà eu sur ce pays une influence dont les cassures métallifères nous donneront la preuve.

Au contraire, la direction qui domine dans la stratification à l'est de Göllnitz représente assez bien à celle du Thüringerwald ; elle ne se retrouve nulle part dans la région métallifère. On y observe au contraire, dans les micaschistes et talcschistes du sud de Göllnitz, une orientation 70° E. qui correspond au Westmoreland.

Nous avons vu déjà que les fractures primitives des filons spathiques devaient être antérieures à la période triasique; leurs directions peuvent se rapporter aux quatre suivantes :

Westmoreland.	69° 38′ E.
Finistère.	38° 38′ E.
Pays-Bas.	95° 35′ E.
Land's End.	102° 11′ E.

La première représente cette direction 70° E. qui domine

au sud de Göllnitz dans les filons et dans la stratification. La seconde s'éloigne de 3° 1/2 environ de celle d'un filon important, mais unique, le Grober Gang de Slovenka.

Les directions des Pays-Bas et du Land's End me paraissent, comme je l'ai dit plus haut, expliquer parfaitement la formation du faisceau principal de fentes est-ouest, dont elles forment à peu près les limites de part et d'autre.

Ces quatre systèmes sont antérieurs au trias : les deux premiers correspondent à des filons encaissés dans le micaschiste. Or le Westmoreland termine l'époque silurienne, le Finistère la précède : il faut donc admettre que le grand massif des micaschistes est antésilurien, au moins en partie.

Les deux systèmes dominants sont le Land's End et les Pays-Bas ; ce dernier, le plus récent des deux, paraît s'intercaler au milieu de la formation permienne, entre le rothliegendes et le zechstein. La venue du remplissage spathique est postérieure à ce soulèvement ; nous savons déjà qu'elle est antérieure au trias. Sa date est donc complétement fixée ; elle appartient à la seconde moitié de la période permienne. Son âge se rapproche donc de celui de la formation cuivreuse du Mansfeld ; c'est à peu près la date d'une des venues cuivreuses du Cornwall.

Les filons quartzo-pyriteux sont orientés à 106° E., ce qui conduit à les rattacher au soulèvement du Thüringerwald, dont la direction rapportée à Schmollnitz est 137° 58'. Ils sont donc postérieurs au trias et *à fortiori* au remplissage spathique, qu'ils coupent en effet fort nettement. La date de la venue de quartz et pyrite cuivreuse est plus difficile à fixer que celle de la formation des fentes qu'elle remplit. D'après l'aspect du remplissage, il semblerait que ces deux phénomènes aient dû se suivre immédiatement, mais ce n'est là qu'une simple conjecture. Elle prend cependant quelque valeur lorsque l'on considère que cette direction se prête peu aux réouvertures, du moins dans le nord de

la Hongrie. En effet, les seuls soulèvements postérieurs qui s'en rapprochent en direction sont les Pyrénées et le mont Serrat; or leurs cercles de comparaison passent à une distance d'une dizaine de degrés, distance un peu forte pour que leur action ait eu beaucoup de chance de se faire sentir.

Les failles qui coupent le Kahlehöher Gang sont orientées 70° E.; peut-être sont-elles dues à l'action de l'Erymanthe, peut-être faut-il les attribuer à une récurrence de Westmoreland postérieure au lias, analogue à celle que M. Vézian a signalée dans la vallée du Doubs. Si l'on admet cette dernière hypothèse, l'âge de la venue quartzo-pyriteuse serait complétement fixé; elle daterait de l'époque liasique, et serait contemporaine de la formation des arkoses du Morvan et des filons en corrélation avec elles.

Les failles nord-sud des filons spathiques peuvent être attribuées au système de Corse et Sardaigne; celles orientées 35 à 40° E. et 60° E. peuvent l'être aux Alpes-Occidentales et à la Côte-d'Or. Les unes et les autres ont d'ailleurs fort peu d'importance.

Les nombreux glissements du remplissage des filons suivant leur propre plan doivent être rapportés au Tatra, qui devait tout naturellement provoquer la réouverture des fentes est-ouest. Aucun remplissage ne correspond à cette époque, à moins qu'on ne veuille y rapporter l'origine des minerais de cobalt et de nickel trouvés en petite quantité à Kotterbach. L'étude approfondie du district de Dobschau pourrait peut-être éclaircir cette question, mais les travaux y sont encore trop peu développés pour qu'on puisse y recueillir des documents bien concluants à cet égard.

En résumé, la formation des filons cuivreux du comitat de Zips paraît due à la succession des phénomènes suivants :

1° Production de fractures dans les micaschistes et les

schistes verts par les systèmes du Finistère, du Westmoreland et du Land's End.

2° Réouverture de ces fractures et formation de nouvelles fentes sous l'action du système des Pays-Bas. Les unes et les autres sont remplies de fahlerz et de fer carbonaté pendant la seconde moitié de l'époque permienne.

3° Formation de fractures par le système du Thüringerwald et nombreuses réouvertures locales des filons spathiques, surtout de ceux orientés suivant le Land's End. Immédiatement après, pendant l'époque du lias, il s'y dépose une formation de quartz et pyrite cuivreuse pauvre en argent ; la barytine termine cette venue.

4° Les systèmes postérieurs de la Côte-d'Or, de la Corse, des Alpes-Occidentales produisent des failles argileuses ; le Tatra provoque de nombreux glissements longitudinaux. A une époque indéterminée, il se dépose de la calcite en géodes en quelques points des filons spathiques.

TROISIÈME PARTIE.

Exploitation et préparation mécanique.

L'exploitation du cuivre dans le comitat de Zips remonte à une époque déjà éloignée. Les mines de Göllnitz et de Slovenka étaient en activité au moyen âge ; celles de Kotterbach paraissent avoir été ouvertes vers la fin du XVIIe siècle. Les travaux de cette dernière localité, quoique les plus récents, sont les plus profonds du pays ; ils atteignent maintenant 120 mètres environ au-dessous de la dernière galerie d'écoulement. Partout ailleurs, au contraire, le siége de l'exploitation est encore au-dessus du fond des vallées ou à une profondeur insignifiante au-dessous.

Toutes les mines appartiennent à des particuliers ; elles ont été concédées d'après le système anciennement en

usage dans toute la haute Hongrie (Oberungarische Belehnung). Quiconque recoupait un gîte minéral par un puits ou une galerie avait droit à une concession de 140 klafters (265 mètres) en direction à partir du point de découverte, dans un sens ou dans l'autre : cette concession s'étendait à une distance de 3 klafters et demi ($6^{m},64$) de chaque côté du filon, à partir de ses épontes, et cela jusqu'à une profondeur indéfinie. Ce régime donnait lieu à d'innombrables procès, dont l'occasion principale était la réunion des filons en profondeur. Aussi n'accorde-t-on plus aujourd'hui que des concessions limitées par des plans verticaux, formant, en plan, un rectangle de 224 klafters sur 56 (425 mètres sur 106), ou un rectangle équivalent dont un côté a au moins 56 klafters. Ce régime (Niederungarische Belehnung) avait été de tout temps en vigueur dans la basse Hongrie.

Les nombreuses concessions qui portent sur un même filon sont parfois exploitées séparément, parfois soumises à une direction commune, qui règle les services généraux. L'exploitation est conduite à peu près comme à Schemnitz; les habitudes de travail sont les mêmes. Les minerais, abattus à la poudre, sont transportés d'abord dans de petits augets, puis dans de petits wagons à trois roues; ils sont extraits dans des sacs en cuir. Les niveaux supérieurs sont asséchés par des galeries d'écoulement, les niveaux profonds par des pompes conduites par des roues hydrauliques; la vapeur n'a jusqu'ici été employée dans ce district ni à l'épuisement ni à l'extraction.

Un trait caractéristique de l'exploitation est le grand nombre de traverses qu'on est obligé de pousser à travers ces filons puissants; la dissémination fort irrégulière du minerai ne permet pas de s'en dispenser.

La préparation mécanique des fahlerz se réduit à un scheidage où l'on s'attache à séparer autant que possible la pyrite cuivreuse; les minerais préparés tiennent, à Kotter-

bach, 27 p. 100 de cuivre gris, 3 p. 100 de pyrite cuivreuse, 69,0 p. 100 de fer spathique et 0,7 de quartz et barytine; à Göllnitz et Slovenka 20 p. 100 de cuivre gris, 4 p. 100 de pyrite cuivreuse, 64 p. 100 de fer spathique, 4 p. 100 de quartz. La production annuelle est actuellement de 1.500 tonnes de minerai préparé à Kotterbach, de 400 à Slovenka; elle a diminué de moitié depuis une dizaine d'années.

Les minerais pyriteux sont soumis d'abord au scheidage; les menus sont lavés sur des cribles à bras, les fins passent sur des tables à secousses longitudinales.

Traitement métallurgique.

Toutes les mines métalliques du district sont associées pour le traitement métallurgique de leurs minerais; cette association porte le nom d'Oberungarische Waldbürgerschaft. Elle possède quatre usines, dont trois traitent seulement les minerais pyriteux : ce sont la Sanct Johannshütte, près d'Iglo, la Georgshütte et la Phönixhütte, près de Margiczan.

La Stephanshütte reçoit exclusivement les cuivres gris; on est obligé d'avoir recours à une méthode toute particulière pour tirer parti de ces minerais complexes, où la proportion d'antimoine est généralement supérieure à celle du soufre.

La description détaillée de cette longue série d'opérations ne présenterait qu'un médiocre intérêt; elle a déjà été donnée dans les volumes XXV et XXVI du *Berg-und-Huttenmännische Zeitung* par M. Kleinschmidt. Je me contenterai d'en indiquer les traits généraux et d'insister seulement sur quelques points particuliers.

Méthode de traitement. — Les fahlerz qui contiennent du mercure sont soumis à un grillage en cases; ce métal se condense dans la partie supérieure du tas, d'où on l'extrait par lavage.

Ces minerais grillés sont mélangés avec les fahlerz pauvres en mercure; on passe le tout au four à cuve avec addition de minerais quartzeux pauvres, de pyrites et de scories de la fonte pour cuivre noir. On obtient une matte, un speiss et une scorie pauvre; on rejette cette dernière.

I. *Traitement de la matte.* — La matte est grillée en tas à une douzaine de feux et passée au four à cuve avec addition de quartz. On obtient une scorie riche, une matte et du cuivre noir. La scorie repasse dans diverses opérations; la matte rentre dans la série des grillages de la première matte. Quant au cuivre noir, il est soumis à un grillage chlorurant, puis à l'amalgamation. Le résidu de cette dernière opération est traité au four à cuve, après addition de minerais quartzeux et d'une certaine quantité de scories de la fonte pour cuivre noir. On obtient une matte qui repasse dans la même opération, après grillage, et du cuivre brut qu'on soumet à un affinage au réverbère et à un raffinage au bas foyer.

II. *Traitement des speiss.* — Les speiss sont soumis directement à l'amalgamation, après un grillage chlorurant. On fond le résidu au four à cuve avec une forte proportion de pyrites et de scories de la fonte pour cuivre noir. On obtient, outre les scories, une matte et un alliage d'antimoine et de cuivre, où la proportion de ce dernier métal ne dépasse pas 10 p. 100; on le vend aux fabricants d'antimoine.

La matte est grillée et fondue, soit avec les résidus de l'amalgamation du premier cuivre noir, soit à part avec addition de minerais quartzeux et pyriteux. Le cuivre noir obtenu est soumis à l'affinage et au raffinage.

III. *Traitement des crasses d'affinage.* — L'affinage du cuivre obtenu dans les deux séries d'opérations précédentes donne des crasses riches en antimoine. On les fond au four à cuve avec des pyrites et des scories de la fonte pour cuivre noir; on obtient une matte et un speiss. On tire de

la matte, par la méthode ordinaire, du cuivre fort impur, qu'on affine et raffine comme précédemment.

Quant aux speiss donnés par cette opération, on en extrait l'argent et une partie du cuivre par une méthode qui se rapproche du procédé Augustin; on leur fait subir un grillage chlorurant, on dissout dans l'eau salée les chlorures formés, et l'on précipite l'argent au moyen du cuivre, puis le cuivre avec de la ferraille.

Les résidus insolubles sont refondus avec des minerais pyriteux; on obtient une matte qui rentre dans le traitement, et un speiss à 85 p. 100 d'antimoine, qu'on vend sans lui faire subir d'autre traitement.

Extraction du mercure. — Ce que cette méthode présente de tout spécial, c'est l'extraction du mercure; je vais donner quelques détails sur ce point.

Les minerais qui tiennent du mercure sont grillés dans des cases cylindriques en maçonnerie, de 20 pieds (6^{m},30) de diamètre intérieur et de 6 pieds (1^{m},90) de haut. Des évents y sont pratiqués à une hauteur de 6 a 8 pouces (15 à 20^{c}) au-dessus du sol, de manière à permettre de régler l'admission de l'air. On étend au fond une couche de 4 pouces (10^{c}) de minerais, puis une couche de 22 pouces (55 à 60^{c}) de bois croisé; enfin une épaisseur de 6 pouces (15^{c}) de charbon de bois. On place au-dessus 5 à 6 pouces de minerai déjà à demi grillé dans les opérations précédentes; puis viennent successivement les minerais de teneur moyenne en mercure, les minerais riches, enfin les minerais pauvres; les dernières couches, destinées à condenser le mercure, sont formées exclusivement de grenailles. La charge totale est d'environ 50 tonnes, et occupe à peu près 60 centimètres en hauteur. On ménage au milieu une cheminée pour la mise en feu. La combustion dure de trois à quatre semaines; un homme surveille les cases jour et nuit, et doit recouvrir immédiatement de minerai frais les points où la flamme viendrait à percer. La période de refroi-

dissement dure quatre jours environ. On enlève avec soin la couche supérieure et on la lave à l'augette dans des cuves pleines d'une eau rendue légèrement alcaline par de la chaux vive.

L'augette est de forme demi-cylindrique, longue d'environ 50 centimètres, large de 15, et munie d'une poignée à chaque extrémité : les enfants qui l'emploient lui font subir tantôt des oscillations verticales, tantôt des chocs contre les parois de la cuve. Le mercure qui se rassemble au fond contient un peu d'argent et de cuivre ; il contiendrait beaucoup de ce métal si l'on n'employait pas la chaux. Il est purifié par distillation dans une cornue en fer.

Ce procédé fort simple donne une perte de 5 à 6 p. 100 seulement sur les essais ; mais il reste à savoir quelle est la perte dans ceux-ci.

Examen de la méthode. — La longueur de la méthode de traitement suivie à la Stefanshütte s'explique par la nature du minerai qui tient une proportion d'antimoine égale ou supérieure à celle du cuivre. Il peut sembler singulier qu'au lieu de mélanger les minerais impurs avec une quantité de minerais pyriteux aussi grande que possible, comme à Swansea, on traite au contraire les uns et les autres séparément. C'est que les minerais purs sont en même temps pauvres en argent et qu'en les mélangeant avec les fahlerz riches, on disséminerait le métal précieux dans une masse considérable de produits et l'on augmenterait d'autant les pertes. Cette raison a quelque poids quand l'argent contenu a une valeur plus grande que le cuivre, comme c'est ici le cas. Le traitement séparé des deux catégories de minerais permet en outre d'obtenir du cuivre de bonne qualité avec les minerais pyriteux, tandis que le mélange n'améliorerait pas sensiblement la qualité du métal qu'on extrait des fahlerz.

Dans ces conditions, il faut éliminer l'antimoine aussi rapidement et complétement que possible. On y arrive jusqu'à un certain point par la séparation immédiate des

speiss qui entraînent dès la première fusion la plus grande partie de l'antimoine. Les mattes ne tiennent que 3 p. 100 de ce métal, tandis que les speiss en renferment plus de 60 p. 100.

Les nombreux grillages qu'on fait subir aux mattes obtenues dans le cours de l'opération expulsent l'antimoine sous forme de protoxyde volatil. Les fusions au four à cuve n'ont au contraire que peu d'efficacité, à cause de la faible volatilité du sulfure d'antimoine, fort différent sous ce rapport du sulfure d'arsenic.

L'amalgamation exerce aussi une influence fort avantageuse sur la qualité du cuivre finalement obtenu : quand on refond les résidus, il se volatilise une grande quantité de chlorure d'antimoine en fumées épaisses ; on perd sans doute en même temps du cuivre sous forme de chlorure, mais du moins on obtient un métal brut qui ne tient guère que 0,5 p. 100 d'antimoine.

Le traitement analogue qu'on fait subir aux speiss ne peut pas avoir les mêmes effets à cause de la proportion énorme d'antimoine qu'ils renferment. On arrive bien à concentrer une grande quantité de celui-ci dans un speiss qui en tient de 85 à 90 p. 100 ; mais cependant on n'obtient jamais qu'un cuivre de fort mauvaise qualité. Le traitement par voie humide des crasses d'affinage donne à peu près les mêmes résultats que le traitement des speiss.

En résumé, l'élimination de l'antimoine se fait, ou bien par volatilisation dans les grillages successifs, ou dans les fontes après chloruration, ou sous forme de speiss tenant plus de 85 p. 100 de ce métal, pouvant se vendre sans subir d'autre traitement. Les scories n'en entraînent qu'une quantité insignifiante.

Tous les grillages se font en tas, toutes les fusions dans des fours à cuve, hauts de 5^{m},50 pour les fusions pour matte, de 2^{m},50 pour les fusions pour cuivre noir.

Le procédé d'amalgamation est le même que celui suivi

à Csiklova il y a déjà trente ans et décrit par M. de Chancourtois dans les *Annales des mines* (4ᵉ série, t. X). Seulement le cuivre noir est si fragile qu'on peut le bocarder à froid; le grillage se fait sans addition de pyrites et dure cinq heures seulement. Quand on traite des speiss, au contraire, on leur fait subir un premier grillage simple de cinq heures et un second grillage de dix heures avec addition d'un peu de calcaire. Ces grillages prolongés doivent contribuer à l'élimination de l'antimoine : ce n'est qu'ensuite qu'on effectue le grillage chlorurant, d'une durée de cinq heures.

Dans l'amalgamation elle-même, on ajoute un peu de chaux pour neutraliser à peu près la liqueur qui, au commencement de l'opération, ne doit pas renfermer de cuivre dissous en quantité sensible. L'opération est terminée au bout de vingt-quatre heures en moyenne : le mercure qu'on extrait est filtré et l'amalgame distillé dans une cornue en fonte dont le chapiteau est boulonné sur la partie inférieure.

L'amalgamation a l'avantage de rendre l'extraction de l'argent fort rapide; c'est là ce qui l'a fait conserver jusqu'ici, bien que le procédé de voie humide par chloruration permette d'obtenir en une seule opération l'argent et la plus grande partie du cuivre.

Telle qu'elle est, cette méthode exige une consommation de $8^t,60$ de charbon et $1^{m},70$ de bois par tonne de cuivre produit; on gagne pour le cuivre 6 p. 100 sur la teneur donnée par les essais; pour l'argent, on perd 6 p. 100 sur cette teneur. Il ne faut pas perdre de vue que les essais par voie sèche donnent des résultats fort inexacts quand on les applique à de pareils minerais : le premier des deux chiffres précédents en donne la preuve.

La production annuelle de la Stefanshütte est d'environ 300 tonnes de cuivre et 2.000 kilogrammes d'argent.

DISCOURS PRONONCÉ

Le 10 juin 1875,

PAR M. DUPONT, INGÉNIEUR EN CHEF DES MINES, INSPECTEUR DE L'ÉCOLE DES MINES,

SUR LA TOMBE DE M. CALLON,

Inspecteur général des mines, professeur à l'École des mines, décédé à Paris, le 8 juin 1875.

Messieurs,

Au milieu de la douleur publique, qui sert de cortége à celui que nous pleurons, et avant que cette tombe se ferme, qu'il me soit permis de payer une double dette d'ingénieur et d'ami.

L'inspecteur général des mines CALLON fut un vaillant ingénieur; il a noblement payé sa dette à son pays.

L'ingénieur au corps des mines fut trente-six ans professeur ou directeur aux trois écoles où l'art des mines est enseigné en France, à Saint-Étienne, à Alais et à Paris.

L'ingénieur civil a conseillé ou dirigé, avec les plus éclatants succès, des exploitations de mines de première importance, en France, en Belgique et en Espagne.

Je dois à cette circonstance, d'avoir passé vingt-sept ans de ma carrière aux trois écoles où la vie officielle de CALLON s'est écoulée, le douloureux honneur d'exprimer, sur cette tombe, les regrets de l'École des mines. Les éminents services et la vie si remplie de mon collègue me rendront la tâche difficile, mais l'amitié me donnera des forces pour l'entreprendre; l'indulgence de mes camarades fera le reste.

Pierre Jules CALLON naquit le 9 décembre 1815, au Houlme, dans le voisinage de Rouen, d'un père ingénieur.

Son grand-père, d'origine anglaise, avait été ingénieur lui-même, et en voyant, autour de cette tombe, le savant professeur de l'École centrale, dont je dois respecter la modestie, et le jeune élève ingénieur des ponts et chaussées, qui a de si nobles exemples à suivre dans ses deux familles paternelle et maternelle, je ne puis pas taire néanmoins que, dans la famille des CALLON, on naît ingénieur, et l'on fait honneur à sa carrière.

Après des études sérieuses au collége Charlemagne, Jules CALLON entra second à l'École polytechnique en 1834; il sortit, second encore, de cette école en 1836, pour entrer à l'École des mines, comme élève ingénieur.

Deux ans d'études persévérantes, fécondées par une aptitude exceptionnelle, lui valurent d'être déclaré élève ingénieur hors de concours en juin 1838, et de sortir le premier de l'École des mines.

Un voyage de deux cents jours, qu'il fit en Belgique et dans l'Allemagne du Nord, avec son collègue Le Châtelier, lui permit d'étudier avec soin les exploitations les plus importantes de ces pays classiques de l'art des mines.

Deux de ses mémoires de voyage, l'un sur les mines et usines à zinc de la haute Silésie, l'autre sur les usines à fer du Hartz, obtinrent les honneurs de l'insertion aux *Annales des mines*, en 1840.

Les goûts et l'aptitude de CALLON le portaient vers l'enseignement technique, et, le 18 mai 1839, à peine âgé de vingt-trois ans, il était nommé professeur d'exploitation des mines et de mécanique à l'École des mineurs de Saint-Étienne, où il resta six années.

L'enseignement correct et fécond du professeur d'exploitation et de mécanique lui avait déjà acquis une réputation exceptionnelle dans l'enseignement technique de l'art des mines; aussi, dans l'année 1845, lorsque l'administration supérieure, encourageant l'initiative généreuse de la ville d'Alais et du département du Gard, voulut organiser,

en fait, l'École des maîtres-ouvriers mineurs d'Alais, instituée, *en principe*, par l'ordonnance du 22 septembre 1843, c'est au jeune et judicieux professeur de Saint-Étienne qu'elle songea pour créer et diriger l'école nouvelle.

Un arrêté ministériel, du 25 février 1845, chargea CALLON des fonctions de directeur de l'École des maîtres-mineurs d'Alais; c'était lui imposer une œuvre difficile, une vraie *création*.

Les détracteurs ne manquèrent pas à l'œuvre projetée. « *On ne fera que de faux ingénieurs,* » disaient les uns; « *on découragera les bons ouvriers mineurs,* » disaient les autres. CALLON eut le courage d'engager la lutte, et il réussit.

« L'École d'Alais est mon enfant, » disait-il volontiers. Trois ans lui avaient suffi pour la fonder, et pour donner à cet établissement d'instruction professionnelle la direction féconde qu'il suit encore avec succès.

Appelé, le 19 novembre 1848, à succéder à CALLON, dans la direction de l'École d'Alais, que j'ai conservée pendant douze années, je suis compétent pour dire le bien qu'il y a fait: c'est mon droit, c'est aussi mon devoir; j'avais été proposé, à mon insu, par CALLON lui-même, pour être son successeur à Alais, et je suis fier de l'estime qu'il m'a témoignée en cette circonstance.

Pendant les douze années que j'ai passées à Alais, j'ai suivi le sillon tracé par mon vaillant prédécesseur.

L'École des maîtres-mineurs d'Alais est un succès avéré dans l'histoire de notre industrie minérale; la gloire en revient à CALLON.

La création et la direction de l'École des maîtres-mineurs ne suffisaient pas à son activité intelligente: l'industrie des mines tentait à la fois ses aptitudes et son savoir; un homme éminent, qui vivait alors à ses côtés, comprit la portée que l'industrie minérale de la France pourrait tirer de son concours. Cet homme, un des grands ingénieurs des temps modernes, c'est celui qui a créé la

Grand-Combe et le chemin de fer de la Méditerranée, et qui aura une place dominante dans l'histoire de l'industrie nationale : j'ai désigné M. Paulin Talabot. Dans cette même année 1846, M. Talabot appelait CALLON à la direction des mines de la Grand-Combe, et Audibert au service de la compagnie du chemin de fer de Lyon à Avignon.

Le grand ingénieur se connaissait en hommes.

Un arrêté ministériel, du 9 juin 1846, autorisait M. CALLON, ingénieur des mines, directeur de l'École des maîtres-mineurs d'Alais, à se charger, *concurremment avec ses fonctions*, de la direction des travaux des mines de la Grand-Combe.

Cette décision officielle, insérée aux *Annales des mines*, et émanant d'un ministre libéral, à vues élevées, M. Dumon, fut un événement fécond dans la vie d'ingénieur de CALLON ; elle fut le prélude des doubles fonctions qu'il a remplies jusqu'à sa mort, d'une façon si glorieuse pour le corps des mines, et si avantageuse pour notre industrie minérale.

Le 16 novembre 1848, une décision ministérielle, fixant la résidence de CALLON à Paris, l'attachait à l'École des mines, comme professeur suppléant du cours d'exploitation et de machines ; et le 28 avril 1856, il était nommé professeur titulaire de ce cours, titre qu'il a conservé jusqu'à sa mort.

C'est donc pendant vingt-sept années que CALLON a rempli les fonctions de professeur à l'École des mines de Paris. Concurremment à ces fonctions de professeur, et fort avantageusement pour celles-ci, il remplissait celles d'ingénieur conseil ou directeur aux mines de la Grand-Combe, et à la régie d'Aubin, où il sut corriger par son habileté et sa prudence les dures conditions imposées à la compagnie d'Orléans pour l'acquisition de cet établissement ; il les remplit aussi pendant des périodes diverses, aux houillères de Marles, de Ronchamp, de la Loire, de Layon-et-Loire,

de Saint-Avold et de Decazeville, à la société anonyme des charbonnages belges, aux mines de houille de Belmez (Espagne), aux mines de Grotta Calda (Sicile), etc., etc.

Témoins de la régularité du professeur, les élèves de l'École ne pouvaient pas soupçonner que celui-ci pût faire, dans les intervalles des leçons, des excursions de mines souvent lointaines et toujours pénibles ; mais ils reconnaissaient néanmoins que CALLON était un *véritable maître en l'art des mines.*

Quand CALLON enseignait les méthodes de recherches minérales, les élèves avaient foi en lui ; ils savaient que leur professeur était bravement descendu sur le champ de bataille de la géologie pratique et industrielle, ils savaient que, le plus souvent, lorsqu'il avait dit dans sa vie d'ingénieur « la couche de houille doit être là », on avait reconnu que la couche de houille était là ; ils savaient aussi qu'il avait pratiqué longuement les méthodes d'exploitation qu'il enseignait : leur confiance lui était acquise.

Et, d'autre part, quels immenses et nombreux services il a directement rendus comme ingénieur à l'industrie minérale de la France ! Au nord, comme au midi, tous nos exploitants de mines le savent. Sa prudence et son jugement égalaient son intelligence et son savoir technique ; avare des deniers des actionnaires, il se refusait obstinément aux dépenses aventureuses, et il apportait dans la gestion des entreprises, trop souvent aléatoires, de l'industrie minérale, cette *haute économie* qui fait presque partie de la *probité de l'ingénieur ;* aussi possédait-il la confiance entière des capitalistes sérieux qui exploitent les mines : ses arrêts d'ingénieur étaient souverains sur leur esprit, sa haute raison les charmait.

Par son double et éminent mérite de professeur et d'ingénieur praticien, CALLON a été ainsi un type remarquable, un grand exemple à citer, de l'heureuse et féconde conciliation des fonctions d'un ingénieur au corps des mines,

professeur dans une École technique, avec les travaux libres d'un ingénieur civil.

Les fonctions officielles de Callon ne se bornaient pas à l'enseignement donné à l'École des mines : le service des appareils à vapeur l'occupait également; chargé, de 1850 à 1852, des appareils à vapeur de la Seine, il avait constamment rempli, depuis cette dernière époque, des fonctions actives et importantes à la commission centrale des machines à vapeur.

Son activité prodigieuse lui permettait enfin, malgré ses occupations multipliées, de pourvoir à des publications scientifiques ou techniques; c'est ainsi qu'il avait enrichi les *Annales des mines* d'une notice sur les différents modes de transports souterrains, parue en 1844; d'un mémoire sur la géologie et l'exploitation des mines de houille de la Grand-Combe, publié en 1848, lequel est resté un modèle de géologie pratique, et sert encore de *vade-mecum* à tous les ingénieurs de la Grand-Combe. Je dois citer encore un mémoire, fort remarqué, sur les progrès de l'exploitation des mines, publié en 1861, une *Revue de l'exploitation des mines*, qui parut en 1862, et différents rapports sur des explosions d'appareils à vapeur.

En dehors de ces publications techniques, Callon avait fait paraître en 1851 des éléments de mécanique, à l'usage des candidats à l'École polytechnique.

La *Société d'encouragement*, dont Callon faisait partie depuis 1851, comme membre titulaire du conseil d'administration (comité des arts mécaniques), a reçu le concours assidu de son savoir et de son travail : les nombreux rapports rédigés par lui et publiés au *Bulletin de la Société* en font foi.

Enfin les dernières expositions universelles de Paris et de Londres reçurent de lui le tribut efficace, que notre regretté collègue savait payer à toutes les œuvres se rattachant à notre industrie nationale.

Membre du jury international à l'Exposition universelle de Paris en 1855, CALLON y remplit les fonctions de secrétaire de la classe *de mines et de la métallurgie*, et de rapporteur spécial sur les produits exposés.

A l'Exposition universelle de Londres, en 1862, où CALLON était également membre du jury international, il fut le rapporteur de la *section relative aux machines à préparer et filer les fibres textiles*, et son rapport remarquable, sur un sujet en dehors de ses études habituelles, fixa l'attention de tous les juges compétents.

A l'Exposition universelle de Paris, en 1867, CALLON fit un rapport magistral, à la section V de la classe 47, sur *le matériel et les procédés de l'exploitation des mines*.

Les travaux de l'ingénieur au corps des mines avaient reçu du gouvernement des récompenses méritées, auxquelles tout le corps applaudissait : chevalier de la Légion d'honneur dès le 15 décembre 1850, il avait été nommé officier le 15 août 1865; ingénieur en chef depuis le 30 août 1855, il avait été promu inspecteur général le 14 juin 1872.

Depuis trois ans, notre éminent camarade, profondément atteint par la maladie qui l'a si cruellement ravi à sa famille et au pays, avait obtenu un congé officiel pour une partie de ses fonctions; il ne faisait plus à l'École des mines *son cours oral*, mais on peut dire qu'il y faisait *son cours écrit*, car le malade, domptant le mal par sa volonté virile, usait ses forces et ses heures à publier ses deux cours d'exploitation de mines et de machines, qui seront, tout à la fois, un témoignage toujours vivant de sa science d'ingénieur, et un titre de gloire pour notre corps tout entier.

Deux volumes du *Cours de machines* ont déjà paru en 1873 et en 1875; le premier comprend des considérations générales sur les moteurs hydrauliques, sur la pneumatique et la théorie mécanique de la chaleur; le second traite des machines à vapeur.

Deux volumes du *Cours d'exploitation des mines* ont paru en 1874 : le premier renferme des généralités, puis la description détaillée des procédés d'exécution des divers ouvrages souterrains ; le second est consacré aux méthodes d'exploitation et aux procédés de transport, d'extraction, d'épuisement et d'aérage.

Les quatre volumes publiés ne sont pas un simple répertoire catalogué, plus ou moins complet, de procédés ou d'appareils connus : non, tel n'était pas le système de Callon ; il croyait devoir au lecteur son jugement d'ingénieur sur les appareils et sur les méthodes, et ce jugement se trouve toujours, dans ces deux livres, accompagné d'aperçus fins et féconds.

Deux volumes restaient à faire pour remplir le plan de l'auteur, si cruellement enlevé à son œuvre : un complément du *Cours de machines* devait comprendre la résistance des matériaux et la construction des machines. Le complément du *Cours d'exploitation* devait renfermer la préparation mécanique des minerais, et des généralités sur l'organisation et la direction des sociétés d'exploitation.

Au point avancé où ils sont parvenus, ces deux ouvrages ont déjà rendu des services éclatants. Offerts par Callon à l'Académie des sciences, par la bienveillante entremise de M. Daubrée, ils tiennent une place honorable à la bibliothèque de l'Institut.

Ils sont consultés journellement dans les bibliothèques des Écoles des mines ; ils ont franchi les frontières de la France et même l'Atlantique, et on les trouverait sûrement dans les bagages de ces hardis pionniers qui explorent et exploitent en ce moment, avec tant d'ardeur, les richesses minérales de l'Amérique du Nord. Ils devront former désormais le fonds obligé de toute bibliothèque d'ingénieur ; on les trouvera dans tous les bureaux des directeurs de mines.

Si notre ami vivait, sa modestie ne lui permettrait pas

de dire, avec le poëte, « *Exegi monumentum* »; mais nous, ses camarades, nous devons le dire de son œuvre; et pourtant elle est incomplète encore, et il importe que le complément attendu ne tarde pas trop. Ce sera le pieux labeur de M. Georges Callon, et son premier travail d'ingénieur, de mener à bonne fin l'œuvre remarquable de son digne père.

Depuis qu'il avait cessé de faire son cours, ni les souffrances de la maladie, ni la publication de ses deux livres n'ont empêché Callon de remplir, jusqu'au dernier jour, ses utiles et importantes fonctions au conseil de l'École des mines et au conseil de perfectionnement; la sûreté de son jugement y était remarquée de tous, c'est pour l'administration de l'École un devoir d'en témoigner; sa mort fera dans ces deux conseils un vide bien douloureux.

C'est donc justice de le dire en face de cette tombe : jusqu'à sa dernière heure, Callon a noblement rempli tous ses devoirs. Il est mort debout; le mal l'a terrassé.

Tel a été l'ingénieur, notre camarade.

Chez lui encore, le citoyen ne fut pas au-dessous de sa tâche. Resté à Paris, pendant le siége des Prussiens, notre collègue apporta à la défense le contingent de ses efforts.

Est-ce tout?

Non, Messieurs. Si la vie privée doit être murée, il faut l'entendre en ce sens, qu'un silence protecteur doit entourer les vies privées dont il n'y aurait aucun bien à dire. Mais, béni soit Dieu! tel ne fut point le cas de notre noble ami. Callon fut, avant tout, un homme de bien, un homme doux et juste : ses hautes qualités morales, sa vie irréprochable et ses vertus bien connues de tout le monde ajoutaient une sanction d'estime à la juste influence qu'il a toujours exercée.

Il a enseigné le travail à ses deux jeunes fils, appelés à entourer de leur pieuse affection cette mère inconsolable qui fut l'ange du foyer de notre ami; tous les deux seront guidés dans leur vie laborieuse par l'exemple de leur père;

ils se souviendront, pour persévérer au labeur, de cette lampe qui a si souvent éclairé les travaux prolongés de CALLON dans le sanctuaire de la famille; mais ce n'est pas seulement le travail que CALLON enseignait à ses enfants : il leur a appris à croire en Dieu. Aussi Dieu a béni doublement notre ami : il l'a béni dans ses travaux, en lui accordant ce *surcroît* promis par les saintes Écritures à ceux qui cherchent le royaume de Dieu et sa justice; il l'a béni dans ses deux fils, qui sauront maintenir, l'un à la Cour des comptes, l'autre aux ponts et chaussées, les traditions d'honneur et de travail intelligent qui sont pour eux un patrimoine.

Et maintenant, ô mon vieil ami, après l'adieu du camarade, je n'ai plus à te faire que l'adieu du chrétien : cet adieu sera la prière, pour laquelle je m'unis à tous ceux qui t'ont aimé, et à la pieuse famille qui te pleure.

NOTE

SUR

L'ÉTABLISSEMENT D'UN PUITS D'EXTRACTION SOUTERRAIN

AUX MINES DE PORTES

Par M. G. BARILOT, ancien élève de l'École des mines,
Directeur des mines de Portes et Sénéchas (Gard).

Appelé en 1863 à diriger une des divisions de l'exploitation houillère des mines de Portes, je fus chargé d'étudier et d'exécuter le projet d'installation d'un puits et d'une machine d'extraction dans l'intérieur de la mine. J'ai pensé qu'il pourrait y avoir quelque intérêt à faire connaître cette installation dans ses parties les plus essentielles.

§ I. — Description du champ d'exploitation.

La partie nord de la concession des mines de Portes (*fig.* 1, Pl. XI) comprend 10 couches dont voici le détail de haut en bas :

	mètres.
N° 10. *Blachères.* — Charbon gras propre à la fabrication du coke et du gaz. 1 banc.	1,20
N° 9. *Anonyme.* — Charbon gras. 2 bancs.	0,60
N° 8. *Sainte-Barbe.*— Charbon gras à coke et à gaz. 1 banc.	1,20
N° 7. *Dumazert.* — Charbon demi-gras propre à la fabrication du coke. 2 bancs.	1,50
N° 6. *Rouvière.* — Houille grasse à coke. 1 banc.	0,70
N° 5. *Canal.* — Houille grasse à coke. 2 bancs.	1,50
N° 4. *Jenny.* — Houille grasse à coke. 2 bancs.	0,90
N° 3. *Terrenoire.* — Houille demi-grasse à longue flamme, charbon à vapeur. 2 bancs.	2,10
N° 2. *Palmesalade.*— Même nature de charbon avec un banc	

		mètres.
de minerai carbonaté.	Charbon.	0,70
	Minerai.	0,25

N° 1. *Saint-Augustin.* — Même nature de charbon. Cette dénomination comprend tout un faisceau charbonneux composé de 6 bancs, dont le 1er, le 4e, le 5e et le 6e sont exploités, et ont une épaisseur totale de 2,50

Le 3e et le 2e, ayant chacun 0^{m},35 à 0^{m},40 d'épaisseur, sont séparés des autres par des épaisseurs de rocher trop considérables pour être utilement exploités.

Toutes ces couches sont l'objet de travaux plus ou moins importants, sauf la couche *Anonyme* dans laquelle nous nous proposons d'entrer prochainement.

Cette région est séparée de la partie sud par un accident assez important appelé *rejet de Werbrouck*. Il est dirigé à peu près E. 22° S.-O. 22° N. et rejette les couches *en bas*, en allant du S. au N.

La partie sud est exploitée par *le puits Sud*, *la galerie Sainte-Amélie* et *la galerie du Chauvel*. Nous n'avons pas à nous en occuper ici; la partie nord est attaquée par *le puits Nord*, *la galerie Sénéchas et le puits Central* qui fait l'objet de cette note.

Les couches successives situées dans la région qui nous occupe affleurent dans la vallée de l'Oguègue, qui court du sud au nord. Elles plongent de l'ouest vers l'est avec une inclinaison de 20° à 25° environ, deviennent horizontales et se relèvent vers l'est avec une pente à peu près égale à celle du pendage ouest (coupe CD., *fig.* 3, Pl. XI).

L'axe du fond de bateau ainsi formé n'est point horizontal, mais plonge vers le S. 10° E. avec une inclinaison de 10 à 12° environ. Il est du reste assez ondulé et coupé d'accidents plus ou moins importants (coupe AB., *fig.* 2, Pl. XI).

Le relief extérieur du sol est en sens inverse de celui des couches, et le faîte de la montagne de *la Lauzière* se projette à peu près sur l'axe du fond de bateau.

Les affleurements, par suite de l'inclinaison générale de 10 à 12°, passent sans interruption d'un côté à l'autre de la montagne, au moins pour les couches supérieures, les couches inférieures butant contre les micaschistes avant d'arriver au jour.

Cette disposition permettait l'étude très-exacte du champ d'exploitation en dehors de tout travail de reconnaissance, et les galeries n'ont fait que confirmer les coupes théoriques dressées à l'avance, sauf quelques rectifications de détail.

En 1863, aucun des trois siéges d'exploitation de la partie nord, dont j'ai parlé, n'existait : la galerie Sénéchas a été creusée pour exploiter l'amont-pendage du relèvement de l'est, encore intact alors, le puits Nord et le puits Central étant destinés à élever les charbons situés en aval des quais de chargement. Ils ont eu l'un et l'autre pour but de remplacer les anciens moyens d'extraction existant à cette époque et devenus tout à fait impuissants. Ces moyens consistaient en quatre plans inclinés n°s 1 à 4, à double voie, établis dans deux des couches, la couche *Rouvière* et la couche *Canal*. A la tête de chacun de ces plans était installée une machine de 15 à 20 chevaux actionnant deux bobines. On remontait ainsi un wagon plein contenant 750 kilogrammes de charbon, tandis que le wagon vide descendait. Ces wagons étaient reçus au niveau des voies de roulage du jour par deux travers-bancs dits, l'un de *Werbrouck*, l'autre de l'*Oguègne*, ce dernier situé sous Sénéchas.

Ce système d'extraction, très-imparfait en principe et en application, devenait impuissant à mesure que les plans inclinés s'approfondissaient et que l'eau arrivait aux parties inférieures. Le sortage du charbon était très-lent et, par suite, la production très-limitée. La présence de l'eau constituait enfin une impossibilité, puisque, après les pluies d'hiver, on était obligé de marcher des mois entiers à l'épuisement et d'interrompre l'exploitation ; encore

avait-on été obligé de battre en retraite devant l'eau et d'abandonner les niveaux inférieurs des quatre plans inclinés.

Le champ d'exploitation était donc par ce fait limité en profondeur, et il fallait remplacer les plans inclinés par un système d'extraction plus puissant, plus économique et qui permît en même temps un épuisement considérable ; le fonçage de deux puits verticaux, puits Nord et puits Central, fut décidé. Le champ d'exploitation de ce dernier puits était déterminé par les affleurements, les anciens travaux et la limite de la concession à l'ouest et à l'est, par le rejet de Werbrouck, au midi, et, au nord, par un rejet important, le rejet de Flambert, qui coupe en deux cette partie de la concession et isole tout à fait à l'extrémité nord une zone particulière, qui est l'objet d'une exploitation active par le puits Nord.

§ II. — Ensemble de l'installation.

Il fut décidé que le puits Central serait foncé à l'extrémité de la galerie Werbrouck, à 550 mètres du jour, et que les engins d'extraction, machine et chaudières, seraient établis dans une excavation ménagée aux abords du puits.

Dans le choix de cet emplacement on fut guidé par cette considération qu'ainsi placé, le puits aurait l'accès immédiat des deux pendages sans qu'on fût obligé d'exécuter, au fond, un long travers-bancs semblable à la galerie Werbrouck déjà ouverte.

L'établissement d'une puissante machine à vapeur, à l'intérieur d'une mine, nécessite une série de précautions dont on n'a pas à se préoccuper pour une installation au jour. Les difficultés à vaincre proviennent pour la plupart des considérations suivantes :

1° Dans un puits d'extraction, l'air doit *descendre*, sans quoi les câbles, le guidage, etc., seraient bientôt hors de service.

2° Il faut éviter avec soin que les foyers des chaudières ne fonctionnent comme foyers d'appel de l'air des travaux d'exploitation, car il pourrait arriver sur la grille des gaz inflammables.

3° La machine et ses chaudières établies dans la mine donnent beaucoup de chaleur, et le travail des machinistes et chauffeurs deviendrait très-pénible si l'on ne rafraîchissait les chambres convenablement.

Il fallait donc alimenter la combustion sous les chaudières par un courant d'air spécial et absolument isolé des travaux d'exploitation, lancer dans les chambres de la machine et des chaudières un courant d'air frais pour les rafraîchir, et enfin aérer les travaux d'exploitation.

Voici la disposition qui m'a semblé la plus convenable pour remplir ces conditions.

J'ai destiné la galerie Werbrouck à l'entrée d'air pour les travaux d'exploitation en passant par le puits. Cet air, après avoir parcouru les chantiers, ira sortir au jour par un des anciens plans inclinés ou toute autre voie analogue ; l'appel sera fait par un ventilateur.

Cette partie importante de toute exploitation n'est pas encore exécutée. L'aérage des travaux peu étendus encore se fait provisoirement par un ventilateur qui sert à l'aérage du *puits Sud* et qui est installé au *puits d'aérage*. Une communication avec le puits Central a été établie à cet effet. (Voir *fig.* 1, Pl. XI.)

Il ne fallait pas songer à aérer la chambre de la machine par l'air destiné à la combustion sous les chaudières ; en effet, la machine ne pouvait être suffisamment isolée du puits à cause des ouvertures nécessaires pour les communications entre les receveurs et le machiniste, le passage des câbles, etc. J'ai donc laissé entièrement ouverte la communication entre le puits et la chambre de la machine, et c'est seulement la chambre des chaudières que j'ai isolée ; cette disposition était facile puisque les seules communica-

tions nécessaires entre cette dernière et la chambre de la machine se réduisaient au passage du tuyau de vapeur et du tuyau du manomètre, qu'on pouvait emprisonner dans un joint hermétique au besoin. La ventilation de la chambre de la machine se fait donc par l'air destiné aux travaux d'exploitation.

A cet effet, un surcroît de largeur a été donné à la recette supérieure du puits (*voir* Pl. XII, *fig.* 2), et un passage latéral a été ménagé, séparé de la galerie par une cloison en briques. Une porte double ferme la galerie Werbrouck en avant du puits et force l'air à entrer dans ce passage. Le puits est fermé à l'arrière par une autre cloison. L'air est donc obligé de passer par un puits vertical muni d'un escalier qui donne accès à la chambre de la machine; l'entrée de la chambre des chaudières lui est interdite par deux portes PP fermant au loquet et au besoin à clef; arrivé, par cet escalier, dans la chambre de la machine, il la rafraîchit et redescend dans le puits par le passage des câbles.

Cette disposition très-simple pourra plus tard être perfectionnée par la création d'une gaîne spéciale. Les dispositions ont été prises en effet pour que les wagonnets vides puissent arriver derrière le puits par le passage actuellement réservé à l'air à côté du puits, de façon à les faire entrer dans les cages pendant que l'on en retirera les wagonnets pleins. On activerait ainsi l'extraction, mais il ne paraît pas que nous ayons de sitôt besoin d'avoir recours à ce moyen, la machine permettant une extraction largement suffisante.

Quoi qu'il en soit, il est clair que, dans ce cas, la cloison d'arrière du puits serait supprimée et qu'il faudrait créer à l'air un nouveau passage pour se rendre à la chambre de la machine; une gaîne telle que *ab*, aboutissant au pied de l'escalier et isolée par des portes, remplirait aisément le but.

Toute communication entre la chambre des chaudières et

celle de la machine est fermée par des portes bien jointives dans leurs cadres et fermant au verrou et au besoin à clef.

Il est clair que l'ouverture fréquente des portes qui obligent l'air à pénétrer dans la gaîne latérale au puits permet à l'air d'éviter le circuit et de descendre en grande partie directement dans le puits; mais la chambre de la machine est très-suffisamment rafraîchie et la température y serait même très-basse en hiver si l'on obligeait tout l'air à y circuler. En entravant assez peu la descente directe de l'air dans le puits, on facilite d'autant l'aérage de la mine.

Quant à l'alimentation des foyers des chaudières et à l'issue des fumées et de la vapeur employée, elles se font de la manière suivante (*voir* Pl. XI, *fig.* 4 et 5):

A 110 mètres environ en avant du puits, la galerie Werbrouck a rencontré la couche Sainte-Barbe, qui a été dépilée : une gaîne voûtée y a été conservée dans les remblais jusqu'au jour. Cette gaîne est suivie d'une galerie au rocher parallèle à la galerie Werbrouck, et qui vient déboucher dans la chambre des chaudières. Entre la galerie au rocher et la galerie Werbrouck la communication a lieu par l'ancien niveau sud de Sainte-Barbe, conservé à cet effet dans sa partie utile.

J'ai jugé avantageux de laisser communiquer entre elles toutes les parties de l'installation, en barrant, par des portes soigneusement établies, les passages qui doivent être interdits à certains courants d'air. La visite de tous les appareils et la surveillance du personnel sont faciles; mais si un dégagement de grisou se produisait avec une abondance qui puisse rendre très-dangereuse la moindre omission dans la fermeture des portes, ou même leur ouverture pour un simple passage, on remplacerait par un mur étanche les parties situées entre l'escalier de la machine et la chambre des chaudières et l'on ne donnerait accès dans celle-ci que par le travers-bancs latéral, soit pour la circulation des ouvriers, soit pour l'arrivage du charbon aux foyers. Des

portes pourraient encore isoler ce travers-bancs de la galerie Werbrouck.

Dans ces conditions, il faudrait un concours de circonstances bien extraordinaires pour que la présence des foyers dans la mine pût constituer un danger.

L'air brûlé sur les foyers circule dans les carneaux des chaudières et arrive à la cheminée, qui sert également à l'issue de la vapeur employée.

Au-dessus de la galerie Werbrouck, à 30 mètres environ, se trouve une petite couche de charbon (la couche *Anonyme* inexploitable en cet endroit). Nous l'avons rejointe par une cheminée verticale poussée en montant, puis une gaîne a été creusée dans la couche et dans son toit, jusqu'au jour, se projetant sur la galerie Werbrouck et revêtue, ainsi que la cheminée verticale, d'une maçonnerie de $0^m,50$ d'épaisseur environ, destinée à prévenir le délitement des roches. C'est dans la cheminée verticale que débouchent le carneau des fumées et le tuyau d'échappement. L'orifice de la cheminée a été pourvu d'une tourelle de 6 mètres de hauteur pour empêcher d'y pénétrer, et elle se trouve à 94 mètres de hauteur verticale au-dessus des foyers. Le tirage se fait de la manière la plus satisfaisante.

§ III. — Détail de l'installation.

L'installation proprement dite comprend trois parties principales et distinctes : 1° le puits; 2° la machine; 3° les chaudières.

1° Le puits.

En principe, j'ai tenu à avoir pour les trois puits de la houillère un matériel unique; il est superflu d'en développer les avantages.

Les puits Nord et Sud sont ronds, de 4 mètres de diamètre ; ils sont pourvus d'un guidage en bois, et servent à

la circulation de deux cages portant côte à côte deux berlines en tôle, contenant chacune 500 kilogr. de charbon. Chaque cage verse ses wagonnets latéralement à droite et à gauche de l'axe des câbles. (*Voir* Pl. XIII, *fig.* 8, *puits Nord et Sud.*) Un compartiment est réservé dans chacun de ces puits pour l'établissement éventuel d'une pompe.

Pour le puits Central, il était naturel de faire sortir les berlines des cages dans le sens de l'orifice de la galerie Werbrouck. Il n'y avait pas à réserver de compartiment pour une pompe, puisque nous pouvions disposer de deux autres puits pour cet usage. Enfin la solidité connue du terrain ne nous faisait craindre aucune difficulté sérieuse de soutènement. J'ai donc choisi pour le puits la forme rectangulaire, en plaçant les deux cages l'une à côté de l'autre, les quatre berlines se présentant de front au lieu d'être opposées deux à deux; j'ai obtenu ainsi une section plus faible que celle du puits rond de 4 mètres. Le puits a au-dessus de la recette et dans les huit premiers mètres en dessous, $1^m,75 \times 5$ mètres, puis se rétrécit à $1^m,60 \times 4^m,60$ jusqu'au fond. Il est muraillé en pierres brutes à peu près dans toute sa hauteur, et, de 10 en 10 mètres environ, des arceaux de décharge, grossièrement exécutés, reportent sur les parois la charge de la maçonnerie. Cette maçonnerie a $0^m,50$ d'épaisseur; on y a encastré les moises de guidage en chêne de $0^m,20 \times 0^m,20$ au milieu et $0^m,20 \times 0^m,12$ aux extrémités pour la partie la plus large; dans la section la plus petite, la moise du milieu garde sa dimension de $0^m,20 \times 0^m,20$; mais celles des extrémités sont réduites à $0^m,12 \times 0^m,12$. Les étages de moises sont espacés de $2^m,50$ d'axe en axe. Les longrines en sapin ont $0^m,18 \times 0^m,12$ et sont fixées au moyen de simples tire-fonds. La réception des cages se fait par un appareil de clichage à verroux ordinaires.

Le puits se prolonge jusqu'aux poulies situées à $12^m,50$ au-dessus du rail de la recette (*fig.* 2, Pl. XIII). Ces poulies

sont en fonte, du diamètre de 2 mètres, et sont installées sur des arceaux en maçonnerie jetés sur le puits. La profondeur du puits entre les deux recettes est de $167^m,83$; il y a en plus $18^m,97$ de puisard; la distance totale entre les poulies et le fond du puisard est donc de $199^m,30$. La recette inférieure (*fig.* 6 et 7) se compose très-simplement d'une chambre de même largeur que le puits, de chaque côté de celui-ci. Chacune de ces chambres est l'origine d'une galerie à travers-bancs allant recouper les couches au toit et au mur. Les cages sont disposées de façon à recevoir les berlines, soit d'un côté, soit de l'autre. Une petite galerie demi-circulaire met en communication ces deux chambres.

2° La machine.

La machine a une force nominale de 80 chevaux; elle est à un seul cylindre et actionne l'arbre des bobines au moyen d'un engrenage.— Ce type de machine est certainement ancien et assez vicieux, mais nous l'avons néanmoins adopté par la raison que nous possédions cette machine, qui est excellente du reste.

Les bobines sont calées sur le même arbre; elles peuvent être toutes deux rendues folles, avantage précieux pour le réglage exact des câbles et que je ne saurais trop recommander, quoique d'habitude on se contente d'une seule bobine folle.

Tout l'appareil est logé dans une grande chambre creusée dans le rocher et revêtue d'un muraillement de $0^m,60$ à $0^m,70$ d'épaisseur. Cette chambre (*fig.* 1, Pl. XII, et *fig.* 3 et 4, Pl. XIII) a été approfondie à 3 mètres au-dessous du plancher de la machine et les massifs de cette machine, du palier, de l'engrenage, etc., exécutés, selon l'usage, en pierre de taille. Une niche ménagée dans le revêtement reçoit le palier nord de l'arbre des bobines.

Naturellement, la machine a été installée au niveau des

poulies, et l'accès en est donné par un petit puits vertical, muni d'un escalier tournant, et qui sert en même temps à l'aérage de la chambre. Deux ouvertures mettent la machine en communication avec les chaudières et la cheminée; l'une X. Y, donne passage au tuyau de prise de vapeur; l'autre Z, U, reçoit le tuyau d'échappement qui se prolonge de quelques mètres dans la cheminée. Ces deux tuyaux sont dissimulés sous le plancher de la chambre de la machine (*fig.* 1 et 2, Pl. XII, et *fig.* 2 et 3, Pl. XIII).

L'escalier est disposé de façon à desservir en même temps la fosse des bobines et les parties situées sous le plancher de la machine.

Le machiniste, placé près du cylindre, ne voit pas la recette, mais il correspond si facilement de la voix avec les receveurs que cela ne constitue aucun inconvénient.— Il tourne le dos au puits et a les yeux fixés sur ses bobines et son indicateur de marche. La chambre est enduite et blanchie à la chaux. Un quinquet fixe et une lanterne mobile, à la disposition du machiniste, suffisent largement à l'éclairage. Les manœuvres sont très-faciles, et le service du fonçage, toujours délicat, s'est fait sans aucune hésitation.

2° Chaudières.

Les chaudières, comme la machine, étaient en magasin et ont dû être utilisées. Elles ont 16^{m},40 de longueur et 1^{m},30 de diamètre, sans bouilleur ni tube réchauffeur (*fig.* 1 et 2, Pl. XII, et *fig.* 5, Pl. XIII). — Elles sont au nombre de trois et suffiront facilement à la marche la plus active. Les gaz parcourent trois fois leur longueur avant de se rendre dans le carneau général qui les amène à la cheminée. Ce carneau a une section de 1^{mq},80.

La chambre est, comme tout le reste, revêtue d'une maçonnerie de 0^{m},60 à 0^{m},70 d'épaisseur, exécutée en moellons bruts.

La galerie de prise d'air des chaudières débouche du côté sud. L'air va jusqu'à présent directement aux foyers et il fait assez chaud sur le massif des chaudières, mais une cloison, dont la construction a été prévue, forcera bientôt tout cet air à rafraîchir le dessus des chaudières avant d'arriver aux grilles, et la température sera assurément très-peu élevée.

On pourrait croire que les réparations de chaudières ainsi enfermées dans un même massif, faisant corps avec la montagne, et devant par suite conserver indéfiniment sa chaleur, seraient pénibles à cause de la température élevée. Il n'en est rien; depuis 1867, les chaudières sont en marche, et nous avons pu faire toutes les réparations sans autre précaution que de mettre un ventilateur à bras à la disposition des ouvriers qui pénètrent dans les générateurs; c'est d'ailleurs ce que nous faisons au jour.

En somme il fait beaucoup moins chaud dans n'importe quelle partie de l'installation que dans la chambre de la machine d'un bateau à vapeur.

Les eaux qui descendent de la gaîne inclinée des fumées, et celles qui tombent en assez grande abondance des parois verticales de la cheminée, sont recueillies et servent à l'alimentation des chaudières. Ces eaux sont très-bonnes.

Dans l'origine, on les ramassait dans une chaudière verticale logée dans la cheminée, et l'alimentation se faisait par un jeu de robinets en établissant une pression dans ce réservoir. On avait ainsi de l'eau chaude. Mais cet appareil était encombrant, nécessitait des réparations, et nous l'avons supprimé et remplacé par un Giffard.

Nous avons été assez heureux, dans toute la période d'exécution de ce travail, pour n'avoir à déplorer qu'un seul accident : pendant la construction de l'escalier de la machine, un homme assis au pied de cet escalier, et prenant son repas, a été tué par la chute d'un bloc.

Les roches que nous avons eu à creuser sont un grès fin,

très-solide et n'exigeant aucun soutènement. Le morceau qui a causé cet accident était détaché par un coup de mine, et la victime elle-même avait négligé d'achever de le faire tomber.

La seule difficulté contre laquelle nous ayons eu à lutter a été la présence du grisou en quantité assez importante. Trois incidents sont à noter à ce sujet :

1° L'exécution de la cheminée verticale a été très-délicate. Le terrain donnait beaucoup d'eau et de grisou. La cheminée, percée en montant, était munie de deux ventilateurs desservis chacun par quatre hommes. Au moment où un coup de mine a mis à nu le charbon de la couche *Anonyme*, le dégagement du gaz a été tel que, en vingt minutes, tous les travaux en ont été remplis jusqu'à Sainte-Barbe, et nous dûmes nous arrêter là, jusqu'au percement de la gaîne de la couche *Anonyme*, exécuté en descendant par le jour au moyen d'un manége.

2° Lorsque la communication entre la cheminée verticale et la chambre de la machine, communication destinée au passage du tuyau d'échappement, fut amorcée par un trou de sonde, la gaîne inclinée n'était pas percée et la cheminée verticale était pleine de gaz. On boucha aussitôt ce trou au moyen d'une broche de chêne enfoncée à coups de masse; mais soit qu'elle ne s'adaptât pas bien au trou, soit qu'une cause quelconque l'eût desserrée, elle laissait échapper un jet de grisou que l'imprudence ou la maladresse d'un ouvrier alluma. Nous eûmes alors dans la chambre de la machine un jet de gaz enflammé de plus de 3 mètres de longueur qui brûla uniformément pendant plus de deux heures et qu'on éteignit en projetant dessus des boules de terre pétrie.

3° Enfin, un fait identique à deux accidents décrits dans les *Annales des mines* (7e série, tome VI, 4e livraison de 1874) s'est produit après l'exécution de la chambre de la machine.

On avait exécuté simultanément l'excavation des chaudières et le fonçage du puits sur une profondeur de 50 mètres, au moyen d'un treuil à bras.

Pour faire ensuite l'excavation de la machine, on jetait les déblais par la partie supérieure du puits; le puits lui-même étant bouché à son orifice par un solide plafond. Pour empêcher l'accumulation éventuelle du grisou sous ce plafond, une ouverture y avait été ménagée et avait été garnie d'une gaîne en bois pour que les déblais ne puissent y passer ou l'obstruer; mais cette gaîne se brisa, on négligea de la réparer, et finalement le trou n'exista plus. Cette négligence s'explique par ce fait que trois ans s'étaient écoulés; qu'à ce moment le percement de la cheminée était effectué depuis deux ans, l'air d'une pureté absolue et la sécurité si parfaite que les ouvriers avaient été autorisés à détamiser leurs lampes de sûreté. Lorsque le travail de l'excavation fut achevé et qu'on termina le déblaiement des débris qui recouvraient le plafond, celui-ci, qui avait été rendu étanche par les menus déblais, laissa passer alors entre ses madriers des filets de grisou et l'un deux s'enflamma au contact d'une lampe ouverte. L'explosion fut violente, le plafond soulevé et disloqué; les ouvriers qui se trouvaient dessus et à côté, rejetés à droite et à gauche, mais sans aucun mal.

Je cite cet incident pour montrer une fois de plus les risques de la moindre négligence et combien il faut se défier même des dangers improbables. A ce moment, nous avions à l'orifice du puits, depuis deux ans, un violent courant d'air; les ouvriers en étaient gênés et réclamaient la pose de portes pour le ralentir; nous n'avions *pas vu de grisou* dans le puits, et la précaution prise à l'origine était en vue d'un danger purement éventuel qui devait disparaître avec le percement de la couche *Anonyme*. Nous avions eu d'ailleurs l'occasion d'ouvrir le plafond pour en vérifier la solidité, et pour nous rendre compte de l'eau

accumulée dans le puits, et la présence du grisou ne s'était pas manifestée, et cependant il y avait du grisou, et nous avons failli avoir un accident terrible, qui a été évité par deux causes fortuites : 1° la quantité de grisou étant trop faible pour remplir les excavations où la flamme n'a pu atteindre les ouvriers et où la force expansive du gaz s'est perdue, et 2° les ouvriers qui étaient sur le plafond et à côté ont été rejetés latéralement au lieu d'être précipités dans le puits.

§ IV. — Temps employé; dépense occasionnée.

1° Temps employé.

Je dois, pour la durée du travail, me borner à une conclusion résultant de l'expérience acquise. En effet, le travail a été mené sans aucune hâte dans l'origine, soit parce que les quartiers en exploitation étaient considérés comme largement suffisants pour longtemps, soit à cause des circonstances douloureuses qu'a traversées le pays en 1870-71. Ce n'est qu'à partir de 1872 que le développement imprévu des affaires a engagé à achever le plus rapidement possible cette installation. Les travaux, commencés en 1863, n'ont été complétement terminés que le 27 octobre 1874; l'extraction a commencé le 28 : onze ans se sont donc écoulés entre le commencement et la fin de l'entreprise.

J'évalue au contraire à huit ans et demi environ le temps nécessaire à l'exécution d'un semblable travail avec les moyens ordinaires, et eu égard aux conditions où l'on se trouvait, conditions assez défavorables au point de vue de l'aérage, et qui empêchaient l'attaque simultanée de toutes les parties de l'installation. C'est donc environ deux ans et demi que l'on aurait pu gagner si l'on avait voulu.

Un puits installé au jour serait certes exécuté plus rapidement, et si l'on adoptait l'emploi d'une petite machine

provisoire, pendant le montage de la machine d'extraction, on n'aurait à compter que le temps du fonçage, soit, pour 180 mètres environ, trois ans au plus. La solution d'un puits intérieur ne semble donc pas à recommander pour le cas où une exécution rapide serait nécessaire, mais telle n'était pas la situation de la houillère de Portes au commencement des travaux.

Il faudrait ajouter d'ailleurs le temps nécessaire pour rejoindre les couches en profondeur. Or l'objectif immédiat du puits central était l'exploitation des couches Rouvière et Canal; aux trois années exigées pour l'exécution d'un puits au jour, dans la vallée de l'Oguègne, s'ajouteraient près de quatre ans pour le percement d'un travers-bancs de 400 mètres au moins.

La différence de temps à l'avantage du puits situé à l'extérieur se serait donc résumée à dix-huit mois, au plus deux ans, si l'on avait cru devoir tenir compte de cette considération de temps.

2° Dépense occasionnée.

La dépense occasionnée se résume ainsi :

1° *Fonçage.*

	francs.	
Percement et muraillement.	161.550,90	
Dépenses diverses réparties : surveillance, épuisement, éclairage, consommation de charbon, etc., etc.	38.626,52	francs.
Total pour le fonçage.		200.177,42

soit par mètre courant de puits 1.076^{f},20.

2° *Guidage.*

Empâtures.	1.412,15	
Moises.	4.453,28	
Longrines.	6.283,90	
Divers et dépenses à répartir.	2.414,52	
Total.		14.563,85

soit par mètre de puits 161^{f},20.

A reporter. . . .	214.741,27

3° *Chevalement.*

		francs.
Report.		214.741,27
Prolongement du puits.	3.366,90	
Supports des poulies.	104,90	
Poulies.	1.043,41	
Divers et dépenses réparties.	808,63	
Total.		5.323,84

4° *Recette supérieure.*

Percement.	4.237,00	
Maçonnerie.	2.132,30	
Voies.	669,65	
Planchers. Clichage.	1.092,95	
Divers et dépenses réparties.	1.118,84	
Total.		9.250,74

5° *Recette inférieure.*

Percement.	5.326,22	
Soutènement.	6.523,70	
Voies.	1.269,00	
Planchers. Clichage.	1.183,85	
Divers et dépenses réparties.	1.630,09	
Total.		15.932,86

6° *Machine et chaudières.*

Je n'ai point fait figurer le coût de la machine et des chaudières. — Ces chiffres, très-différents de la valeur de ces objets à l'état neuf, n'ont aucun intérêt et ne pourraient que fausser les appréciations ; le magasin a livré ce matériel au chiffre d'inventaire, c'est-à-dire très-réduit.		
Montage de la machine et des bobines. . .	5.787,31	
Montage des chaudières.	2.673,20	
Chambre de la machine.	32.099,70	
Chambre des chaudières, y compris le		
A reporter.	40.560,21	245.248,71

	francs.	francs.
Report.	40.560,21	245.248,71
massif.	29.263,95	
Cheminée.	28.298,43	
Galerie de prise d'air.	21.738,50	
Tuyautage.	1.937,66	
Alimentation.	2.036,91	
Escalier.	5.775,62	
Divers et dépenses réparties.	9.901,90	
Total.		139.513,18
Total général.		384.761,89

En passant en revue cette nomenclature de dépenses, on remarquera :

1° Qu'à égalité de conditions pour les terrains à traverser, les chiffres du fonçage et du guidage auraient été les mêmes avec la solution d'un puits extérieur.

A Portes, nous aurions eu au contraire à traverser des terrains beaucoup plus durs et plus délitables en plaçant le puits sur les bords de l'Oguègne, dans les roches du mur. Le puits intérieur était donc avantageux sous ce rapport ;

2° Le chevalement a été très-économique. J'estime qu'un engin permettant de placer les poulies à 12^{m},50 de hauteur aurait coûté au moins le double ;

3° La recette supérieure a coûté sensiblement le même chiffre que si elle avait été installée au jour. Il aurait fallu des murs de soutènement pour l'exhausser, des déblais ou des remblais pour la constituer ;

4° La recette inférieure a coûté évidemment le même chiffre qu'avec la solution du puits extérieur ;

5° Les différences qu'on peut relever portent spécialement sur l'installation des chaudières et de la machine. Elles n'affectent évidemment le montage de ces pièces que pour une faible somme résultant de l'éclairage, etc., etc.

Même observation pour le tuyautage et l'alimentation.

La chambre de la machine n'a pas coûté plus cher qu'un bâtiment convenable pour une machine de cette puissance.

Les excédants que l'on pourrait admettre se résumeraient donc ainsi :

	francs.
1° Chambre des chaudières. — Excédant sur un massif en plein air, sans abri, selon l'usage usité dans le Midi, environ.	15.000,00
2° Cheminée. — Excédant sur une cheminée en briques.	22.000,00
3° Galerie de prise d'air. — La totalité.	21.738,50
4° Escalier.	5.775,62
Total.	64.514,12

Avec le puits extérieur, on aurait au contraire des excédants sur les chapitres suivants :

	francs.
Chevalement, au moins.	5.000,00
Couverture de la recette supérieure, semblable à celle des puits Nord et Sud.	9.000,00
Travers-bancs au fond du puits pour rejoindre les couches à leur fond de bateau (deux travers-bancs, l'un au fond de bateau de Canal, l'autre à celui de Saint-Augustin), soit, en déduisant la partie qu'il faudra faire par le puits intérieur pour recouper Saint-Augustin au niveau du fond de bateau de Canal, au moins 700 mètres de travers-bancs, à 125 francs au moins.	87.500,00
Total.	101.500,00

L'avantage pour le puits intérieur se chiffrerait donc, ici, par une économie de 40.000 francs environ.

Mon intention n'est pas d'ailleurs de défendre ni de critiquer le mérite du principe de l'établissement d'un puits souterrain, mais simplement d'indiquer ce qui a été fait ; de décrire une installation qui fonctionne d'une manière satisfaisante, et de fournir ainsi un premier canevas, assurément très-perfectible, aux ingénieurs qui seraient conduits à étudier un travail de ce genre.

La Vernarède (Gard), 5 février 1875.

NOTE

SUR LES APPAREILS PERFORATEURS A DIAMANTS AUX ÉTATS-UNIS.

Par M. Ed. SAUVAGE, ingénieur des mines.

L'idée ingénieuse d'employer les diamants pour percer des trous de mine dans les roches n'est pas bien ancienne : c'est en 1860 que M. Leschot a inventé son perforateur. Mais cet appareil, imaginé par un Français, a été, jusqu'à présent, peu employé en France ; c'est aux États-Unis qu'il a pris faveur et qu'il s'est répandu. Depuis quelques années cependant, on commence à en faire usage en Europe. On ne se borne pas, avec ce perforateur, à faire des trous de mine de 1 ou 2 mètres de longueur, mais on l'emploie aussi, et c'est là son application la plus intéressante, à forer des trous verticaux d'une grande profondeur, servant, soit à reconnaître un terrain, comme le fait un sondage ordinaire, soit à foncer des puits d'après un procédé entièrement nouveau.

Je décrirai d'abord les machines servant à forer ces longs trous verticaux, telles qu'elles sont employées en Pennsylvanie, laissant de côté celles destinées à faire les trous de mine ordinaires, qui ne diffèrent guère des premières.

Les diamants employés sont de deux espèces : les uns, noirs et opaques, en fragments de formes irrégulières, se nomment en anglais *carbons;* les autres sont transparents, de forme ronde, semblables à ceux qui servent comme pierres d'ornement; seulement quelques défauts les rendent impropres aux usages de la bijouterie ; on les désigne sous le nom de *borts* (*). Ces pierres viennent du Brésil ;

(*) Le mot existe aussi en français : « Les lapidaires nomment

celles du Cap sont plus fragiles et moins convenables pour les perforateurs. Elles n'arrivent d'ailleurs pas directement aux États-Unis, mais on les achète sur les places de Paris, Londres ou Amsterdam.

Les diamants sont fixés à une pièce en bronze ou en acier, appelée *bit;* ces *bits* sont de deux sortes : les uns usent complétement la roche sur toute la section du trou, les autres sont de simples couronnes, laissant au milieu du trou un *témoin* qu'on retire de temps en temps.

Le *bit* de la première espèce, représenté *fig.* 1 et 2, Pl. XIV, est en bronze, composé de 9 de cuivre et 1 d'étain. La surface inférieure est concave. L'eau, arrivant en pression par la partie centrale, s'échappe par quatre petits trous qui s'ouvrent sur cette surface inférieure, trous d'où partent des rainures entourant les diamants. Cette eau entraîne les matières fines provenant de l'usure de la roche. Les diamants sont enchassés dans le métal de manière à n'avoir qu'une saillie très-faible, et de telle sorte que tous les points de la surface de la roche, au fond du trou, soient usés au moins par un diamant. Si cette condition n'était pas remplie, il resterait une saillie circulaire de roche qui viendrait frotter contre le métal. Sur le bord extérieur il y a trois *borts*, *bbb*, qui, à cause de leur forme, sont moins sujets que les *carbons* à s'accrocher aux anfractuosités que peut présenter le roc. C'est généralement à cette place qu'on les met ; ils servent à donner partout le même diamètre au trou. En principe, il est avantageux d'avoir beaucoup de diamants sur un *bit*, car l'effort qui s'exerce sur chacun d'eux est alors assez faible, et il y a moins de chances de rupture. Au lieu d'être concaves, ces bits étaient autrefois toujours coniques, la pointe en bas ;

---

bord les cristaux irrégulièrement maclés qui ne peuvent être clivés pour se prêter à la taille. » (*Minéralogie*, par M. A. des Cloizeaux.)

mais on a reconnu que, sous la nouvelle forme, ils foraient plus vite et faisaient des trous plus droits.

Pour fixer les diamants, on coupe dans le métal une entaille, on y place la pierre à enchasser et l'on matte à froid le métal tout autour. C'est une opération délicate, qui exige un ouvrier habile et soigneux ; le succès du forage dépend en grande partie de la manière dont les diamants sont montés ; s'ils ne le sont pas convenablement, ils se brisent ou se détachent, et un diamant détaché use très-rapidement les autres. Lorsque cet accident ne se produit pas, l'usure des diamants est tout à fait insensible. On cite en effet des pierres qui, après avoir percé plusieurs centaines de mètres de roches dures, n'avaient rien ou presque rien perdu de leur poids. Cette perte est en pratique négligeable.

Le professeur William P. Blake indique (*Transactions of the American Institute of mining engineers*, vol. I, p. 396) une nouvelle méthode pour enchasser les diamants : on perce de l'intérieur à l'extérieur du *bit* un trou un peu plus petit que la pierre à fixer, et on la force dans ce trou au moyen d'une pression hydraulique. Il paraît que l'opération peut réussir, même lorsque la largeur du diamant est notablement supérieure au diamètre du trou. La monture ainsi faite est extrêmement solide.

Le *bit* de la seconde espèce est représenté *fig.* 3, Pl. XIV. Les diamants sont enchassés sur les bords d'un cylindre en acier doux, vissé à l'extrémité d'une pièce d'acier destinée à saisir le *témoin* pour le rompre à la base et le relever. L'organe principal de cette pièce est un anneau brisé tronconique en acier (*fig.* 4 et 5, Pl. XIV), qui est placé dans la cavité conique AB, où il a un jeu vertical de quelques millimètres. Cet anneau présente à sa partie intérieure quatre nervures verticales, qui s'appliquent contre le témoin cylindrique. Lorsque le perforateur est en fonction et descend petit à petit, l'anneau remonte dans la

partie supérieure de son logement, se desserre et n'oppose aucune résistance à ce mouvement. Mais lorsqu'on relève l'appareil, l'anneau, en s'abaissant de quelques millimètres, serre le témoin, et se coince de telle sorte qu'il ne peut plus glisser le long de ce témoin, lequel se brise nécessairement à la base.

Les *bits* sont vissés à l'extrémité d'une tige creuse de 3m,60 de longueur (*fig.* 6, Pl. XIV), d'un diamètre égal à celui du trou, qu'elle remplit complétement. Pour éviter les frottements et l'usure de cette tige, on la munit de trois couronnes de cinq *carbons* chacune, faisant une saillie extrêmement faible ; l'une de ces couronnes est en haut de la tige, la seconde au milieu, la troisième en bas. Il était nécessaire de laisser un passage suffisant à l'eau qui doit remonter du fond du trou : à cet effet, on a pratiqué sur la surface extérieure de la tige une série de cannelures en hélice, de 1 millimètre de profondeur, et le *bit* lui-même porte une petite rainure verticale peu profonde.

L'emploi de cette tige remplissant complétement le trou constitue un grand perfectionnement, car elle empêche l'outil qui use la roche de s'écarter de la verticale. Autrefois la première tige, comme toutes les autres, avait du jeu, et les déviations des trous étaient plus fréquentes. Cette première tige est supportée par une série d'autres, qui sont des tubes en fer (conduites de gaz), longs de 3m,60 en général, et d'un diamètre extérieur de 38 millimètres pour un trou de 45 millimètres ; ces tubes sont assemblés à vis, toutes les vis étant, bien entendu, disposées de telle sorte que le mouvement de rotation de la colonne tende à les serrer.

Lorsqu'on fait usage de la seconde forme de bit, qui laisse un témoin, celui-ci se loge dans la première tige, dont le diamètre intérieur est suffisant pour donner en outre passage à l'eau. Si le roc est solide, il arrive fréquemment qu'on retire des témoins non brisés de toute la longueur

de cette tige. Si l'on prend le soin de ne pas tourner les tiges pendant qu'on les relève (ce qui est possible en employant un câble plat et non un câble rond pour faire ce relèvement), on peut avoir, outre l'inclinaison des couches donnée par le témoin, leur orientation dans le terrain. On pourrait aussi imiter les procédés employés dans les sondages ordinaires en pareille circonstance.

Il est clair qu'avec la seconde espèce de *bit*, la consommation de diamants doit être moindre qu'avec la première; mais, par contre, il faut souvent relever la colonne, puis la remettre en place, ce qui prend beaucoup de temps. C'est afin d'éviter cette perte de temps que souvent, pour les trous de petit diamètre, lorsqu'on n'a pas besoin d'avoir de témoins des terrains traversés, on fait usage de la première espèce de *bit*. Les matières broyées entraînées par l'eau peuvent d'ailleurs indiquer avec assez de précision quelles sont les couches rencontrées.

Pour les recueillir, on conduit l'eau qui sort du trou dans un réservoir, où elle laisse déposer ces matières. Lorsque les roches traversées sont peu consistantes, on n'obtient d'ailleurs, avec le *bit* en couronne, guère de témoins entiers ; ceux-ci se brisent en plusieurs fragments qui se réduisent en poudre en se frottant les uns contre les autres. Par exemple, les grès un peu tendres sont dans ce cas.

La dernière tige de la colonne, la plus élevée, passe à travers un manchon qu'elle remplit complétement ; un collier, avec deux vis de pression, que ce manchon porte à sa partie supérieure, fixe la tige d'une manière invariable. Ce manchon reçoit un mouvement de rotation par l'intermédiaire d'un pignon engrenant avec une roue d'angle calée sur l'arbre d'une machine motrice, qui est souvent une machine de Root, occupant fort peu de place (*).

(*) La machine de *Root* (*fig.* 1, 2, 3, Pl. XV), qu'on pourrait

Le pignon n'est pas calé sur le manchon, car celui-ci doit se déplacer verticalement, afin que le *bit* descende à mesure qu'il use la roche; mais il transmet son mouvement de rotation par l'intermédiaire d'une clavette, passant dans une rainure que le manchon présente sur toute sa longueur. La longueur du manchon est généralement moitié de celle des sections de tiges.

Un courant d'eau sous pression descend constamment dans la colonne de tiges; cette eau, fournie par une pompe foulante ou par un réservoir supérieur, pénètre dans la colonne à travers une pièce de bronze vissée à la partie supérieure de la dernière tige, pièce formée de deux parties pouvant tourner l'une dans l'autre; l'une des parties est fixe et reçoit le tuyau de caoutchouc qui amène l'eau, l'autre tourne avec la tige.

---

prendre à première vue pour une machine rotative (à l'Exposition de 1867, on l'a rangée dans la classe de ces machines), n'en est en réalité pas une, car la vapeur y agit sur deux pistons à angle droit. L'un de ces pistons, P (*fig.* 1, *élévation de la machine, la table de distribution étant enlevée, ainsi que les garnitures des pistons*), se meut verticalement dans un cylindre rectangulaire; ce piston est une sorte de cadre, qui renferme le second piston, P′: celui-ci se meut horizontalement par rapport au premier, et il embrasse un excentrique calé sur un arbre. La course des pistons étant double de l'excentricité, on comprend aisément comment leur mouvement de va-et-vient se transforme en mouvement de rotation de l'arbre. En principe, ce mode de transformation s'écarte peu du mode habituel. La *bielle* seule est supprimée.

Les garnitures des pistons sont formées de baguettes d'acier pressées par des ressorts à boudin. Le piston P a un double système de garnitures, un en haut et un en bas, afin de rendre étanche l'espace où se meut le piston P′: celui-ci n'a qu'un seul système de garnitures, comprenant un anneau qui entoure l'excentrique et empêche les fuites de vapeur autour de l'arbre.

La distribution de la vapeur est produite par un excentrique calé sur l'arbre même de la machine; cet excentrique (*fig.* 2) est creusé comme un tiroir ordinaire, et se meut sur la table des lumières (*fig.* 3). Il découvre et recouvre successivement les quatre lumières, par lesquelles la vapeur est admise sur les deux faces des deux pistons. La chambre dans laquelle se meut

Pour produire l'avancement de l'outil, il y a deux systèmes différents : l'un consiste en une combinaison de vis et d'écrous ; l'autre, plus nouveau et meilleur, en pistons pressés par l'eau. J'extrais la description du premier système d'un mémoire de M. Eckley B. Coxe (*A new method of sinking shafts*, *Transactions of the American Institute of mining engineers*, vol. I, p. 261).

Le manchon, ai-je dit, présente une rainure verticale ; il est en outre fileté sur toute sa longueur. Il porte un pignon M (*fig.* 4 et 5, Pl. XV), embrayé au moyen d'une clavette. Ce pignon M engrène avec une autre pignon N, placé sur un arbre vertical P. A la partie inférieure de cet arbre P est calé un troisième pignon O, qui en conduit un quatrième Q de même diamètre. Ce pignon Q forme l'écrou

---

cet excentrique, tantôt reçoit la vapeur de la chaudière, tantôt est en communication avec l'atmosphère, la partie creuse de l'excentrique servant au contraire à l'échappement ou à l'admission, selon le sens dans lequel on veut faire tourner l'arbre, grâce à une disposition fort simple, que l'on comprendra facilement à l'inspection de la *fig.* 2 : la vapeur de la chaudière remplit en haut de la machine une chambre de vapeur, dans laquelle est un tiroir ordinaire commandé par un levier. Des trois lumières de la table de ce tiroir, l'une communique avec la chambre dans laquelle se meut l'excentrique de distribution, une autre avec la cavité creusée sous cet excentrique, et enfin la troisième, celle du milieu, avec le tuyau d'échappement. Selon que ce tiroir occupe l'une de ses deux positions extrêmes, la machine marche dans un sens ou dans l'autre ; en le plaçant dans sa position moyenne, on l'arrête.

L'arbre de la machine porte à une extrémité un petit volant, à l'autre une roue dentée. L'huile pour le graissage du mécanisme pénètre par un conduit percé dans l'axe de l'arbre et par de petits canaux partant de ce conduit et débouchant à la surface de cet arbre. Un petit tuyau s'engage à frottement dans ce conduit (du côté du volant) et y amène l'huile d'un godet graisseur, qu'on peut mettre en communication à sa partie supérieure avec la chambre de vapeur. Un autre godet graisseur s'ouvre au-dessus de cette chambre.

Les machines de ce genre marchent avec rapidité ; elles font cent à deux cents tours par minute. Le mouvement en est très-doux ; elles occupent fort peu de place et n'ont pas d'organes extérieurs.

de la vis taillée sur le manchon. Cet écrou peut tourner, mais il ne peut se déplacer verticalement, car il est muni d'une série de cannelures circulaires engagées dans un coussinet fixe (*fig.* 2). Si les pignons M et N avaient le même diamètre, l'écrou ferait le même nombre de tours que la vis, et le manchon ne se déplacerait pas; mais si le diamètre de N est plus grand que celui de M, l'écrou tourne plus lentement que la vis, et celle-ci descend. En changeant le rapport des diamètres de M et de N, on obtient diverses vitesses d'avancement. A cet effet on a une série de paires de roues M et N, qui se changent très-facilement, étant simplement enfilées sur leurs arbres.

Dans le nouveau système (*fig.* 6 à 8, Pl. XV), la pression est produite par l'action de l'eau sur deux petits pistons placés dans des cylindres verticaux. Les tiges de ces deux pistons sont fixées à une traverse qui agit sur le manchon par sa partie inférieure. Cette traverse porte un coulisseau engagé dans une glissière verticale en fonte (*fig.* 8); on soustrait ainsi les deux tiges de piston à l'effort de torsion produit par la rotation du manchon, qui tend à entraîner la traverse. La distribution de l'eau dans les cylindres se fait au moyen d'un robinet à quatre voies, qui permet d'exercer la pression sur une face ou sur l'autre des pistons. L'eau sous pression est empruntée au tuyau qui la force à travers la tige du perforateur. Un manomètre placé sur la conduite qui va du robinet aux cylindres donne exactement la pression qui s'exerce sur les diamants (en y ajoutant le poids de la tige dans l'eau).

Les avantages de ce second système sont évidents : d'abord l'avancement est toujours aussi rapide que possible, tandis qu'avec l'appareil primitif il arrivait souvent qu'on forait quelque temps dans des couches tendres avec la même vitesse que dans des roches dures; puis il fallait arrêter la machine pour changer les pignons M et N. Quand on emploie le nouveau système, l'ouvrier qui conduit l'ap-

pareil peut, avec un peu d'expérience, se rendre compte, jusqu'à un certain point, de la nature des roches que traverse le perforateur, d'après la vitesse d'avancement. Aux grandes profondeurs, si le poids des tiges produit une pression trop considérable sur les diamants, on peut diminuer cette pression en faisant agir l'eau sous les pistons.

La vitesse de rotation du perforateur est de 300 à 400 tours par minute. A cette vitesse l'extrémité supérieure de la tige (réunie au tube de caoutchouc), lorsqu'elle dépasse le manchon de 1 à 2 mètres, fouette quelque peu. Parfois on la maintient en la faisant passer à travers un trou dans une planche.

Pour relever les tiges et les faire sortir du trou, on fait usage d'un petit treuil, dont le câble passe sur une chèvre. Cette opération se fait très-aisément, sans qu'on ait à déplacer la machine, grâce la nouvelle disposition représentée *fig.* 6 et 7 : la pièce qui porte le manchon et les pistons compresseurs, au lieu d'être boulonnée à demeure sur la machine, peut tourner autour d'une charnière verticale de manière à dégager complétement l'entrée du trou.

Un des terrains les plus difficiles à traverser avec le perforateur à diamants est une couche d'argile. On peut cependant, paraît-il, surmonter cette difficulté, au moins lorsque la couche n'est pas trop épaisse. Ainsi, dans un article sur cet appareil, comparé avec les autres instruments de sondage, qui a paru dans l'*Engineering and Mining journal* de New-York (vol. XVII, p. 273), M. O. J. Heinrich cite des sondages où l'on a traversé $0^m,95$ d'argile, formant une masse plastique dans la tige de l'appareil, et $3^m,35$ de schiste argileux. Dans le premier cas, l'argile bouchait complétement la tige, et empêchait la sortie de l'eau ; mais en ne forant que 3 à 5 centimètres à la fois, puis relevant un peu la colonne et faisant donner aux pompes la plus grande pression possible, on arrivait à

chasser le bouchon d'argile. Seulement, la vitesse d'avancement était très-notablement réduite, ce qui aurait pu devenir un inconvénient sérieux dans le cas d'une couche épaisse de cette nature. M. Heinrich propose, pour ce cas, l'emploi d'une couronne munie d'une série de dents d'acier tranchantes.

Il arrive quelquefois qu'on ait à élargir un trou dont le diamètre est trop faible, soit parce que le terrain s'est gonflé, soit bien plus souvent parce qu'on a négligé de conserver au *bit* son diamètre normal en plaçant convenablement des *borts* sur sa circonférence extérieure. Dans ce cas, on fait usage d'une couronne portant deux rangées latérales de diamants, munie d'un prolongement inférieur assez long qui la guide. Les éboulements des parois du trou sont peu à redouter, à cause de son faible diamètre.

Les principaux accidents qui peuvent arriver dans le cours d'un sondage sont la perte de diamants et la chute d'une colonne de tiges au fond du trou.

Lorsqu'un diamant s'est détaché, ou bien il est réduit en fragments assez petits pour être entraînés en dehors par le courant d'eau, non sans que les autres diamants ne soient fortement endommagés, ou bien il reste sous le *bit*; on en est averti par le mouvement irrégulier de la machine. Il s'agit alors d'aller le repêcher. Pour cela, on prend un *bit* hors d'usage, dans lequel on creuse une cavité, qu'on remplit d'une matière collante, par exemple un mélange de cire, de suif et de résine (voir le mémoire cité un peu plus haut, même journal, vol. XVII, p. 257); on visse ce *bit* à l'extrémité des tiges, on le descend au fond du trou, on l'appuie sur le roc sans le tourner, puis on le relève; on a eu soin, au préalable, de bien nettoyer le fond du trou par un fort courant d'eau. On retrouve le diamant collé sur la matière pâteuse. M. Heinrich propose aussi, dans le même but, une petite cloche à soupape s'ouvrant de bas en haut, en même temps qu'un emmanchement spécial au

jour, qui permet de changer le sens du courant d'eau, c'est-à-dire de le faire descendre entre les tiges et les parois du trou. Ce courant renversé ouvre la soupape, entraîne le diamant au-dessus de cette soupape et le laisse tomber dans une cavité annulaire qui règne tout autour.

Les chutes de tiges ne produisent pas en général de dégâts bien considérables, parce qu'elles remplissent presque complétement le trou et que, par suite, la résistance de l'eau ralentit beaucoup leur vitesse. Lorsque des tiges sont tombées dans le trou, on les retire au moyen d'une petite cloche taraudée en acier très-dur.

Lorsqu'on a voulu pousser les sondages à une grande profondeur, par exemple à 500 mètres et au delà, on s'est trouvé souvent gêné par le frottement considérable qui s'exerçait sur le support du manchon, qui porte tout le poids des tiges. Ce frottement échauffait fortement les parties en contact, assez pour qu'on dût arrêter la machine. On a remédié aisément à cet inconvénient en faisant des supports à surfaces plus grandes et mieux graissées ; on a même fait usage de supports où le frottement de roulement remplaçait celui de glissement. En somme, de ce chef il n'y a pas de difficulté sérieuse.

Jusqu'à cette profondeur de 500 mètres et même au delà, les tiges ont bien résisté à l'effort considérable de torsion auquel elles étaient soumises. Il convient d'ailleurs, pour d'aussi grandes longueurs, d'avoir des tubes de sections croissantes du fond du trou à la surface du sol.

L'un des plus grands avantages du perforateur à diamants pour les sondages est la rapidité avec laquelle le travail s'exécute. Il paraîtrait aussi que l'emploi en est très-économique. L'installation des appareils est fort simple, il suffit de quelques madriers pour en former les fondations ; on en fait aussi qui sont fixés à des locomobiles. Une chèvre légère et un treuil avec sa machine, qui peut être la même que celle du sondage, sont en outre nécessaires. Je

donne p. 464 et 465, d'après le mémoire de M. Heinrich, un tableau où sont réunis les durées et prix de revient de sondages effectués d'après divers systèmes. On voit que l'avancement moyen, avec le perforateur à diamants, jusqu'à une profondeur de 340 mètres, a été de $0^m,09$ par heure, au prix de $55^f,45$ par mètre. On retirait les tiges pour enlever les témoins tous les 3 mètres environ.

L'un des exemples de rapidité la plus grande est celui du sondage de Walluff en Suède, où l'on a percé 93 mètres en une semaine.

L'avancement de l'outil en marche, même dans les roches très-dures, est très-rapide; il n'y a pas intérêt, d'ailleurs, à pousser cette rapidité au delà d'une certaine limite, car, d'une part, on ne gagne plus grand'chose sur la durée totale de l'opération, et, d'autre part, on s'expose à des accidents et à une détérioration plus rapide des appareils.

TABLEAU DES DURÉES

ET

PRIX DE REVIENT DE SONDAGES

EFFECTUÉS D'APRÈS DIVERS SYSTÈMES.

LOCALITÉS.	SYSTÈME de sondage.	APPAREIL de sondage.	PROFONDEUR totale du trou.	LONGUEUR forée avec l'appareil.	DIAMÈTRE du trou.	NOMBRE d'hommes employés par poste.
ÉTATS-UNIS.			mètres.	mètres.	mètres.	
Chesterfield Co., Va.						
(1) Mc Tyre.	A bras d'hommes, tiges soulevées par levier. . . .	Trépan ordinaire.	25,3	18,15	0,082	[illegible]
(2) Idem.	Idem.	Idem.	47,0	43,0	0,082	3
(3) Idem.	Idem.	Idem.	124,0	114,0	0,082	3 à
(4) Midlothian, 1873-74.	Machine à vapeur.	Perforateur à diamants, *bit* annulaire.	126,8 299,2 348,1	120,0 252,4 341,3	0,051 0,051 0,051	3 3 3
ALLEMAGNE.						
(5) Obernkirchen, 1856.	Machine à vapeur tiges rigides. .	Trépan à déclic de Fabian. . . .	135,0 257,0 457,7	122,0 244,0 467,7	0,305 0,305 0,305	4 4 4
(6) Sperenberg, 1867.	A bras d'hommes, 290 mètres, le reste avec une machine à vapeur.	Idem, et trépans à déclic de Kind et de Zobel. . .	» » » 1.235,0	112,0 256,0 291,0 943,5	0.387 0,387 0,387 0,305	7 à 9 à 10 à 6
(7) Saline de Luisenhall, près Gœttingue, 1867.	Au câble rond en fil de fer.	Trépan à déclic de G. Kalb. . .	129,5 264,0 337,0	120,0 254,5 327,5	0,305 0,305 0,305	2 à 2 à 2 à
ANGLETERRE.						
(8) Middlesbro. . .	Au câble plat en fil de fer. . . .	Trépan de Mather et Platt.	» » »	122,0 259,0 400,0	0,457 0,457 0,457	3 3 3
(9) Walton, près Wakefield.	Idem.	Idem.	234,7	234,7	0,229	3
(10) Levenshulme, près Manchester.	Idem.	Idem.	131,7	131,7	0,457	3

NOMBRE DE POSTES de douze heures employés				AVANCEMENT par heure de travail de sondage proprement dit.	AVANCEMENT par heure de travail total.	PRIX de la main-d'œuvre par mètre.			PRIX du combustible par mètre, à 14f,10 la tonne.	TOUTES autres fournitures, forge, par mètre.	INTÉRÊT des capitaux engagés, par mètre.	PRIX total par mètre.
au sondage proprement dit.	à la mise en place et à l'enlèvement des tiges et du tubage.	à des travaux accidentels.	Nombre total de postes.			Sondage proprement dit.	Travaux extérieurs, enlèvement des tiges, etc.	Total.				
				mètres.	mètres.	francs.	francs.	francs.	francs.	francs.	francs.	francs.
11,2	1,6	3,2	16,00	0,13	0,09	21,40	3,10	31,00	»	0,30	0,15	31,45
23,8	4,2	12,00	40,00	0,15	0,09	15,60	2,60	27,25	»	1,85	0,15	29,25
136,42	64,33	36,25	237,00	0,07	0,04	52,40	24,60	91,00	»	7,00	0,15	98,15
13,88	15,87	3,25	33,00	0,72	0,30	2,30	2,60	5,50	2,25	20,00	2,50	30,25
44,81	59,34	15,25	119,00	0,17	0,18	3,80	4,60	9,20	2,50	22,00	4,20	37,90
59,29	116,46	68,25	244,00	0,48	0,09	3,60	6,75	15,45	2,50	31,65	5,85	55,45
87,95	32,05	»	120,00	0,12	0,08	27,80	10,15	38,20	8,35	18,30	9,10	73,95
242,28	77,72	»	320,00	0,08	0,06	38,50	12,40	51,00	11,10	18,60	12,65	93,35
789,00	351,00	»	1.140,00	0,06	0,03	67,20	29,50	96,70	21,00	34,50	22,00	174,20
132,66	71,5	»	204,00	0,07	0,04	74,00	42,60	139,00	»	102,30	»	241,30
258,46	173,9	»	432.40	0,08	0,05	58,00	39,25	123,00	»	154,00	»	277,00
273,7	203,3	»	479.00	0,09	0,05	61,70	43,00	126,00	»	154.00	»	280,00
239,58	796,9	»	1.036,00	0,18	0,06	21,80	39,50	74,00	31,60	165,00	»	270,60
98,91	61,12	»	160,03	0,06	0,06	20,40	12,40	32,80	11,20	17,20	12,80	74,00
273,91	107,82	»	381,73	0,07	0,05	27,80	11,00	38,80	12,60	21,40	13,40	86,20
528,91	220,82	»	749,73	0,05	0,04	37,20	15,60	52,80	16,20	40,70	21,00	130,70
11,11	12,22	43,33	66,66	0,91	0,15	2,30	2,60	14,25	4,60	69,30	5,25	93,40
23,61	37,77	113,62	175,00	0,91	0,12	2,30	3,60	17,25	5,70	9.50	5,40	37,85
36,44	76,56	427,00	540,00	0,91	0,06	2,30	4,75	33,25	11,40	19,00	12,90	76,55
»	»	»	517,00	»	0,04	»	»	57,00	16,20	31,00	20,75	124,95
»	»	»	80,00	»	0,13	»	»	15,75	5,10	8,50	5,40	34,75

Observations relatives au tableau. — Nature des couches traversées.

	(1)	(2)	(3)	
(1), (2) et (3) Terrain jurassique.	mèt.	mèt.	mèt.	
	4,40	7,72	26,87	de grès dur;
	8,20	11,52	43,52	de grès moyennement dur;
	9,05	21,24	39,35	de grès argileux, schiste et argile;
	1,50	2,52	4,26	de calcaire sableux.

(4) Terrain jurassique. . . . . . . 64,08 de grès dur;
110,42 de grès moyennement dur;
72,09 de grès argileux, schiste et argile.;
5,50 de calcaire sableux;
87,79 de grès et conglomérat à cailloux de quartz;
1,42 de granite.

(5) Formation wealdienne; argile avec une couche de charbon.

(6). . . . . 83,38 de gypse;
1,92 de gypse avec anhydrite;
1,06 d'anhydrite très-dure
0,81 d'anhydrite avec sel gemme;
1.148,83 de sel gemme.

(7) Terrain du keuper. . . . . . 46,46 de grès dur;
241,03 d'argile et de marne argileuse;
49,51 de calcaire marneux;

(8) Terrain triasique. . . . . . . 353,59 de grès;
12,19 de gypse;
30,48 de grès rouge;
3,74 de sel gemme.

(9) Terrain carbonifère.

(10) Grès et marne.

Pour rendre comparables, autant que possible, les éléments des divers sondages cités, on a calculé les frais de main-d'œuvre d'après un taux uniforme, savoir : pour un contre-maître ou un principal ouvrier sondeur, 11f,75 par journée de 12 heures; pour un mécanicien ou un ajusteur, 9f,40; pour un aide habile, 7 francs à 9f,40; pour un manœuvre, 4f,70. On a supposé en outre que la houille coûtait

partout 14^{f},10 la tonne, et qu'on en brûlait 4^{k},5 par heure et par cheval vapeur; enfin, dans le calcul des chiffres de l'avant-dernière colonne (intérêt des capitaux engagés), on a admis que les prix des divers appareils étaient les suivants:

	francs.
Outils et engins pour un sondage à bras d'hommes, jusqu'à une profondeur de 120 mètres.	1.800
Sondage à vapeur, avec tiges, jusqu'à 450 mètres.	34.000
Id. à la corde, id.	35.500
Perforateur à diamants, jusqu'à 300 mètres. . . .	34.000
Id. jusqu'à 450 mètres. . . .	52.000

Ces hypothèses ont modifié, parfois d'une manière très-notable, les prix réels des sondages. Ainsi celui de Sperenberg n'a coûté en réalité que 170 francs le mètre courant (au lieu de 270 francs indiqués au tableau). Pour le sondage de Midlothian, au perforateur à diamants, les prix indiqués sont les prix réels.

Dans le sondage avec le perforateur à diamants, l'usure des diamants par mètre courant s'élevait à 5^{f},40. Pendant le jour on manœuvrait les tiges, et pendant la nuit on attaquait la roche. On relevait les tiges chaque fois que l'avancement atteignait 3 mètres à 3^{m},50. Presque toujours on a obtenu des témoins complets.

Le nouveau système de percement des puits, auquel j'ai déjà fait allusion, consiste à forer un nombre suffisant de trous de mine verticaux d'une grande profondeur, puis à faire sauter par tranches successives le roc ainsi percé. On évite de la sorte la mise en place et l'enlèvement continuels, entre chaque explosion, des machines perforatrices, opérations qui seraient d'ailleurs beaucoup plus difficiles dans un puits que dans une galerie horizontale. On remarquera que les perforateurs mécaniques, autres que celui qui nous occupe en ce moment, employés si fréquemment pour les travaux au rocher dans les galeries, ne l'ont jamais (ou presque jamais?) été jusqu'à présent pour le foncement de puits.

M. Eckley B. Coxe a décrit ce nouveau procédé, tel qu'il a été employé près de Pottsville (Pennsylvanie) dans le mémoire que j'ai déjà cité p. 457. J'extrais de cet intéressant mémoire la description du travail.

On a foncé simultanément deux puits, à 200 mètres de distance l'un de l'autre, devant avoir une profondeur d'environ 450 mètres. Ces deux puits sont rectangulaires et ont, l'un $4^{m},88$ sur $4^{m},22$, l'autre $7^{m},82$ sur $4^{m},22$. Pour le premier on perçait 25 trous, pour le second 35 (*fig.* 7 et 8, Pl. XIV) (*). Ces trous avaient $0^{m},045$ de diamètre et étaient faits avec un *bit* plein, conduit par une machine de Root, fonctionnant au moyen de l'air comprimé; on se servait de l'appareil d'avancement différentiel par roues dentées. A l'endroit où l'on installait les machines, on augmentait un peu la section des puits, afin de pouvoir percer les trous dans les angles et le long des parois. On plaçait au fond deux pièces de charpente AA (*fig.* 10 et 19, Pl. XIV), supportées par des poteaux BB; sur cette charpente on installait des poutres de fonte CCC, représentées en coupe (*fig.* 11, Pl. XIV), le long desquelles on pouvait faire glisser les machines perforatrices de manière à amener l'axe de la tige juste au-dessus du trou à percer. On fixait alors la machine en serrant les boulons dont les têtes se logeaient dans les rainures des poutres C. Aussitôt que le premier trou était percé jusqu'à la profondeur voulue, on déplaçait l'appareil pour percer le suivant. Deux au trois machines pouvaient fonctionner à la fois sur la même poutre C. Quand les cinq trous de la première rangée étaient percés, on déplaçait la poutre C pour forer la rangée suivante.

Une grande quantité d'eau est nécessaire pour une telle opération, car un courant constant est forcé le long des tubes de chaque machine. Une pompe élevait l'eau sortant

(*) Ces figures, ainsi que les *fig.* 9 à 12, sont gravées d'après celles du mémoire de M. Coxe.

des trous dans un réservoir placé à environ 80 mètres au-dessus du fond du puits, où les matières solides se déposaient et d'où l'eau redescendait aux machines avec une pression suffisante.

Lorsque tous les trous étaient forés jusqu'à une profondeur de 75 à 90 mètres, on enlevait les appareils et l'on remplissait les trous de gros sable. On s'occupait alors de faire sauter le rocher; pour cela, on enlevait, avec une petite pompe, le sable d'un groupe de trous au centre, par exemple des trous n°s 7, 8, 9, 12, 13, 14, 17, 18 et 19 (*fig.* 7, Pl. XIV), jusqu'à une profondeur de 1 mètre à 1^m,20; on damait au fond un tampon d'argile de 0^m,15 à 0^m,30 de longueur, et l'on plaçait par-dessus une cartouche d'une poudre à base de nitroglycérine (*dualin*) (*), car la poudre ordinaire n'aurait pas produit d'effet dans ces trous verticaux; puis on bourrait avec de l'argile. Les cartouches étaient réunies à des fils conducteurs aboutissant à une petite machine d'induction, à l'aide de laquelle ont les faisait éclater simultanément. Cette explosion produisait une cavité au centre du puits, jusqu'au niveau où affleurait le bas des cartouches. On enlevait les débris de rocher, et l'on chargeait et faisait partir de même les trous restants, tous ceux d'un même côté simultanément, mais un seul côté à la fois. Les parois du puits étaient alors nettement coupées, et il n'y avait pas de travail supplémentaire à faire pour les régulariser. On continuait de même, en faisant partir les mines dans le même ordre, et l'on obtenait un nouvel approfondissement de 1 mètre environ, et ainsi de suite jusqu'à ce qu'on arrivât au fond des trous. Alors on installait les machines et l'on en perçait de nouveaux.

La profondeur des trous, ai-je dit, était de 75 à 90 mètres. Ce qui limite cette profondeur, c'est la nécessité d'avoir des trous parfaitement verticaux. En général, il n'y a

(*) Nitroglycérine avec sciure de bois.

pas eu d'écart, sauf à la traversée d'une couche mince de houille très-inclinée : les trous se sont légèrement rapprochés de la perpendiculaire à cette couche (*fig.* 12, Pl. XIV). L'accident n'a pas eu de conséquences sérieuses, on en a été quitte pour mettre une plus forte charge de poudre dans les trous qui s'écartaient de la paroi du puits vers l'intérieur, et l'explosion a été assez violente pour désagréger la roche jusqu'à l'aplomb de cette paroi.

Les tableaux qui suivent feront voir quelle était la vitesse de perçement des trous. Le premier, extrait du mémoire de M. E. B. Coxe, se rapporte au commencement du sondage.

NUMÉRO du trou.	DATE à laquelle on a commencé le trou.	DATE à laquelle on l'a terminé.	PROFONDEUR DU TROU.	
			pds, pces.	mètres.
1	17 janvier.	1er février.	334 5	101,94
2	17 —	1er —	318 11	97,21
3	31 —	8 —	200 6	61,16
4	3 février.	9 —	198 7	60,55
5	6 —	12 —	200 0	60,96
6	12 —	17 —	197 2	60,11
7	13 —	22 —	205 2 1/2	62,54
8	15 —	23 —	179 2	54,62
9	19 —	24 —	205 2	62,53
10	20 —	27 —	205 2	62,53
11	21 —	26 —	200 8	62,68
12	23 —	28 —	201 5	61,38
13	24 —	6 mars.	312 0	95,10
14	24 —	27 février.	200 4	61,06
15	26 —	6 mars.	293 0	89,32
16	1er mars.	7 —	254 8	77,63
17	1er —	9 —	279 0	85,05
18	1er —	11 —	290 0	88,41
19	5 —	14 —	295 3	90,00
20	8 —	19 —	295 0	89,92
21	9 —	16 —	307 4 1/2	93,68
22	9 —	18 —	298 0	90,85
23	13 —	20 —	281 7	85,84
24	15 —	23 —	295 0	89,92
25	16 —	23 —	301 2	91,79

Nombre maximum de machines en marche. 7

Id. moyen id. 3

Travail moyen de chaque machine par 24 heures. . 10m,36

Voici maintenant, pour une période plus récente (milieu

de 1874), quelques exemples du travail des machines dans le même puits :

NOMBRE des machines en marche.	LONGUEUR TOTALE percée en 24 heures.		TRAVAIL MOYEN de chaque machine par 24 heures.
	pieds.	mètres.	mètres.
4	149	45,42	11,43
5	204	62,18	12,43
5	217	66,14	13,23
5	269,2	82,06	16,41
4	248,2	75,66	18,91
4	177	53,96	13,49
4	104,6	31,88	7,97
5	109	33,22	6,64
5	255	77,73	15,55
3	114	34,75	11,58
3	141	42,98	14,33
3	107	32,61	10,87
4	215	65,53	16,38
4	100	30,48	7,62
4	179	54,57	13,64
4	272	82,92	20,73
3	190	57,93	19,31
3	118	35,97	11,99

Ce qui donne une moyenne d'environ 13ᵐ,50 par machine et par vingt-quatre heures, moyenne supérieure à la première. Pour creuser un trou de 61 mètres environ, une machine travaillait pendant 6 à 10 postes de douze heures, c'est-à-dire pendant trois à cinq jours.

On transportait les machines d'un puits à l'autre, le percement des trous dans l'un se faisant pendant qu'on chargeait les mines et enlevait les débris de roc dans l'autre ; cette opération était d'ailleurs plus longue que le forage des trous.

Les roches traversées par ces puits sont principalement des grès durs à gros grains et des schistes de dureté moyenne. Je donne ci-dessous la coupe de ces roches dans l'un des puits, à partir de la surface, les épaisseurs étant comptées verticalement :

NATURE DES ROCHES.	ÉPAISSEURS.		
	p^{ds},	p^{ces}.	mètres.
Terrain de transport	15		4,67
Roc altéré	8		2,44
Schiste brisé	8		2,44
Grès gris	36		10,97
Schiste bleu	38	7	12,06
Charbon	10	4	3,15
Schiste	13		3,96
Grès	35		10,67
Schiste et grès	6	1	1,85
Grès	32		9,75
Schiste	11	6	3,50
Charbon (*Little Tracy vein*)	4		1,22
Schiste	11		3,35
Schiste et grès	13		3,96
Grès compacte gris (*Grey rock*)	146	6	44,66
Schiste	30		9,14
Charbon et schiste	10		3,05
Charbon (*Big Tracy vein*)	45		13,51
Schiste	20		6,10
Charbon	1		0,30
Schiste bleu	9		2,74
Schiste gris	24		7,32
Grès compacte gris	10		3,05
Schiste dur	16		4,88
Grès compacte gris	9		2,74
Schiste bleu	20		6,10
Calcaire blanc, charbon et schiste	11		3,35
Grès compacte gris foncé	17		5,18
Grès compacte gris, dur	35	10	10,95
Charbon		1	0,02
Grès compacte gris foncé	8		2,44
Schiste	8		2,44
Charbon	1		0,30
Schiste bleu	9		2,74
Schiste	14		4,27
Charbon (*Little diamond vein*)	4		1,22
Schiste	42		12,80
Charbon et schiste bleu	4		1,22
Grès compacte gris dur	20		6,10
Grès tendre	7		2,13
Schiste gris	20		6,10
Schiste bleu	3		0,91
Schiste gris	10		3,05
Grès tendre	11		3,35
Schiste bleu	1	8	0,50
Grès	6		1,83
Grès et conglomérat à petits cailloux	10	5	3,18
Grès	8		2,44
Schiste	3	9	1,14
Charbon (*Big diamond vein*)	4	6	1,37
Schiste noir	19		5,79
Schiste bleu	18		5,49
Charbon		8	0,20
Schiste bleu foncé	1	6	0,46
Grès foncé	12	6	3,81
Charbon	2		0,61
Grès foncé	37	6	11,43
Mélange de charbon, schiste et schiste avec rognons de minerai de fer	34		10,36
Total	966'	5"	294,60

(Profondeur en septembre 1874.)

La consommation de diamants, comme je l'ai fait remarquer au commencement de cette note, provient moins de l'usure proprement dite que des ruptures. Voici quelques exemples de cette consommation, pour les puits en question :

NOMBRE de mètres forés.	BIT NEUF.				PERTES.		OBSERVATIONS.
	BORTS.		CARBONS.		BORTS.	CARBONS.	
	Nombre.	Poids (carats).	Nombre.	Poids (carats).	Poids.	Poids.	
60,96	0	»	15	20		3/4	
53,45	3	2 3/16	16	20 1/4	0	2 1/4	
59,81	0	-	18	23 5/8		3 5/8	
58,23	0		19	24 7/16		4 11/16	
60,66	3	3 3/8	16	25 2/16	0	3 8/16	
61,91	3	3 9/16	16	19 3/16			Le bit ayant resservi tel quel, les diamants n'ont pas été pesés après cette première opération.
61,91	3	1 5/8	16	21 1/4			
47,86	3	3 21/32	12	21 16/32	1 1/2	3 5/16	
60,35	3	2 1/8	15	30 1/2			4 *carbons* perdus.

Le prix des diamants était, en octobre 1874, d'environ $ 8 (38 fr.) le carat pour les *carbons*, et $ 10 (47 fr.) pour les *borts*.

Les diamants cassés ou à arêtes émoussées ne peuvent plus resservir pour les perforateurs ; on en fait de la poudre pour la taille des diamants ou des substances dures ; ils peuvent aussi servir à faire quelques instruments, tels que les ciseaux à couper le verre.

L'idée de percer des trous profonds, de les remplir de sable et de les employer par sections, a été conçue par M. Shelley, ancien directeur de la houillère de William Penn, comté de Schuylkill ; et c'est M. Pleasants, ingénieur de la compagnie du chemin de fer de Philadelphie et Reading, qui a mis cette idée à exécution en faisant foncer par la *Pennsylvania Diamond Drill Company* les deux puits de Pottsville.

L'enlèvement des déblais du fond des puits de Pottsville

se faisait au moyen de grandes bennes en tôle, munies de tourillons, placés un peu au-dessus de leur centre de gravité. Lorsque ces bennes arrivaient au jour, on faisait avancer au-dessous un chariot spécial sur lequel elles se posaient par leurs tourillons, de telle sorte qu'on pouvait ensuite les faire basculer très-aisément pour les vider. Les supports des tourillons étaient eux-mêmes portés sur le chariot par un plateau mobile, qui permettait de les faire tourner dans un plan horizontal.

A mesure que les puits s'approfondissaient, on y installait les boisages et les guides jusqu'à une certaine distance du fond, suffisante pour que ces charpentes n'eussent pas à souffrir des explosions de mines. On en profitait d'ailleurs pour guider les bennes sur une partie de leur course au moyen d'un cadre vertical glissant entre les guides, à travers lequel passait le câble de la benne.

Ce procédé de fonçage des puits paraît très-commode, et semble avantageux, surtout sous le rapport de la rapidité de l'exécution. Les ingénieurs qui dirigeaient le travail n'estimaient pas qu'il dût y avoir économie notable d'argent sur le travail ordinaire à la main. Je ne puis donner le prix de revient de ces ouvrages, qui n'étaient pas terminés lors de ma visite et dont on ne voulait pas communiquer prématurément une estimation incomplète.

En particulier, le procédé est très-commode pour le fonçage d'un puits peu profond, 100 mètres ou moins, car alors on effectue tout le travail en une seule reprise ; si le terrain est aquifère, on n'a d'épuisement à faire que pendant un temps relativement très-court. C'est ainsi qu'un puits a été fait à la houillère d'Ellangowan (Pennsylvanie).

Les appareils employés à percer les trous de mine de profondeur ordinaire, par exemple dans l'exécution d'une galerie, sont disposés de manière à pouvoir agir dans toutes les directions ; on fait tourner pour cela la couronne en fonte qui supporte la tige, le pignon et l'appareil d'a-

vancement. Le système hydraulique tend à se substituer de plus en plus à l'autre système. Le poids de ces appareils est extrêmement réduit, on en fait qui ne pèsent que 180 kilogrammes. Je citerai comme exemple le prix et le résultat de l'emploi de cet appareil dans la galerie de North Bloomfield (Californie).

Cette galerie a $2^m,10$ sur $2^m,10$; on en a percé 192 mètres avec le perforateur à diamants, en 46 semaines. On a fait 152 explosions de mine, de 14 à 20 trous chacune. L'avancement moyen par explosion était donc de $1^m,22$. La profondeur moyenne des trous était de $1^m,37$.

On avait environ pour 6.000 francs de diamants de rechange.

Pendant les 30 premières semaines, la galerie a traversé, sur une longueur de $114^m,60$, une roche quartzeuse noire des plus dures, au prix suivant par mètre d'avancement :

	francs.
Main-d'œuvre (mineurs à 20 francs par jour, contre-maître à 1.500 francs par mois)	308
Matières explosibles (dynamite, avec conducteurs et appareil électrique)	250
Réparations	53
Diamants	20
Huile et éclairage	11
Divers, tubes de caoutchouc, bois, nourriture du mulet qui traîne le wagonnet	17
Total	659

On a donc fait, pendant cette période, en moyenne $3^m,80$ par semaine, au prix de 686 francs le mètre. La même galerie faite à la main aurait probablement avancé de $1^m,65$ par semaine, au prix de 540 francs le mètre.

Pendant les 15 semaines suivantes, dans des roches porphyriques moins dures que les précédentes, on a perçé $77^m,40$ au prix suivant par mètre d'avancement :

	francs.
Main-d'œuvre	225,00
Matières explosibles	170,00
Réparations	48,00
Diamants	16,00
Huile et éclairage	9,50
Divers	15,50
Total	484,00

On a fait en moyenne pendant cette période $4^m,57$ par semaine, au prix de 484 francs le mètre. A la main, il en eût sans doute coûté le même prix par mètre, et l'on n'eût fait que $1^m,80$ par semaine.

Le perforateur marchait de 48 à 64 heures par semaine et exigeait pendant ce temps environ 28 litres d'eau par seconde, sous une pression de 60 à 70 mètres. Pendant la première période, il y a eu un retard et un accroissement de dépenses par suite de la difficulté d'avoir de bonnes capsules. Avec les perfectionnements apportés aux perforateurs et un peu plus d'habitude, on arriverait sans doute à les employer sans qu'il en coûtât plus que si le travail était fait à la main, et avec un très-grand avantage sous le rapport du temps.

On ne s'est pas borné, pour les perforateurs à diamants, aux petits diamètres que j'ai indiqués, et qui sont d'ailleurs les plus fréquemment employés, mais on en a construit de dimensions suffisantes pour forer des puits artésiens de $0^m,15$ à $0^m,25$ de diamètre. On fait usage dans ce but d'une grande couronne armée de diamants, supportée par des tubes de diamètre correspondant, avec l'appareil d'avancement hydraulique. La machine motrice est à deux cylindres oscillants. On peut voir à l'École des mines de Paris un noyau retiré d'un de ces puits, creusé à Wilkes-Barre (Pennsylvanie), dans des grès et schistes houillers.

En résumé, l'emploi des *diamond drills* se répand de plus en plus en Amérique. Ces appareils ne sont plus dans la période d'expérience, mais ils sont entrés dans le do-

maine de la pratique courante. Pour les sondages de reconnaissance surtout, ils sont extrêmement précieux, et paraissent préférables à tous les autres instruments, au moins lorsqu'on n'a pas à traverser de couches trop tendres ou argileuses; et il y a bien des régions où les couches de cette nature, qui pourraient être un obstacle sérieux, ne se rencontrent pas. Il est difficile de ne pas reconnaître les avantages de ce système, quand on voit avec quelle rapidité se fait le percement et combien les accidents sont rares, le prix du travail n'étant plus d'ailleurs bien élevé. Un trou de quelques centimètres de diamètre donne sur la nature des couches traversées des renseignements plus précis qu'un sondage à grand diamètre fait au trépan : on a pu, dans beaucoup de cas, obtenir une suite non interrompue de témoins des roches perforées, sauf des lacunes de quelques centimètres seulement. En Europe, ces appareils commencent à se répandre ; les Anglais, fait assez rare, les ont empruntés à leurs chers frères les Américains, et s'en servent beaucoup aujourd'hui. En France, les ingénieurs se préoccupent également de la question. Il ne reste plus qu'à créer un outillage et à former un personnel d'ouvriers, question qui ne manque pas non plus d'une certaine importance. Il faudrait, par exemple, avoir une installation comme celle de la *Pennsylvania diamond drill Company*, qui est propriétaire, pour la Pennsylvanie, du brevet de Leschot, et fait à l'entreprise des sondages et en général toute espèce de travail au rocher. Cette compagnie possède naturellement des ouvriers exercés, et elle a pu perfectionner beaucoup les appareils primitifs.

Les notes suivantes, par MM. Lodin et E. Gruner, montrent que ces perforateurs ont été employés avec un plein succès en Bohême.

LÉGENDE DES FIGURES.

PLANCHE XIV.

Fig. 1 et 2. — Coupe par l'axe et vue par dessous d'un *bit* ou pièce portant les diamants pour user le rocher. Des rainures taillées dans le métal entourent les pierres; l'eau s'échappe de l'intérieur par les quatre trous. En *b, b, b*, sont trois *borts* ou diamants vitreux.

Fig. 3. — Demi-coupe par l'axe et demi-élévation d'un *bit* annulaire qui laisse un témoin au milieu du trou. A l'extérieur, cannelures en hélice le long desquelles remonte l'eau. Dans le cône AB se loge l'anneau brisé tronconique représenté *fig.* 4 et 5.

Fig. 4 et 5. — Anneau destiné à saisir le témoin à la base lorsqu'on relève l'appareil.

Fig. 6. — Tige portant le *bit*. Cette tige remplit complétement le trou; elle porte trois couronnes de diamants faisant une saillie très-faible et des cannelures en hélice.

Fig. 7 et 8. — Plan des puits de Pottsville, indiquant la position des trous de mine verticaux. (D'après un mémoire de M. E. B. Coxe.)

Fig. 9 et 10. — Installation des machines perforatrices au fond des puits de Pottsville (plan et coupe). (Même mémoire.)

Fig. 11. — Coupe de la poutre en fonte supportant les machines dans l'installation en question. (Même mémoire.)

Fig. 12. — Déviation des trous de mine verticaux à la traversée d'une couche de houille inclinée. (Même mémoire.)

PLANCHE XV.

Fig. 1, 2 et 3. — Machine de Root, à deux pistons rectangulaires. Élévation, la table de distribution et les garnitures en acier des pistons étant enlevées. Coupe verticale par l'axe de l'arbre, montrant l'excentrique de distribution. Vue de la table des lumières, le couvercle de la chambre de vapeur et l'excentrique de distribution étant enlevés.

Fig. 4 et 5. — Appareil différentiel d'avancement de l'outil. L'écrou Q tourne un peu plus lentement que sa vis, qui porte les tiges, le pignon N ayant plus de dents que le pignon M. (D'après le mémoire de M. E. B. Coxe.)

Fig. 6 et 7. — Appareil d'avancement hydraulique; coupe par les axes des cylindres et perpendiculairement à ces axes. La coupe *fig.* 7 est vue par dessous. Le manchon qui porte les tiges du perforateur est entraîné par une traverse fixée aux tiges des pistons pressés par l'eau.

Fig. 8. — Traverse entraînant le manchon avec la glissière qui la dirige.

SONDAGE EXÉCUTÉ AU MOYEN DU PERFORATEUR A DIAMANTS PRÈS DE BÖHMISCH-BROD (BOHÊME).

(A) NOTE

Par M. A. LODIN, ingénieur des mines.

La houille est exploitée en divers points du nord-ouest de la Bohême. On a eu l'idée de la rechercher sous une couche de grès permien formant une sorte d'anse dans le granite, près de la station de Böhmisch-Brod du chemin de fer de Prague à Brünn. Dans ce but, on y a entrepris un sondage au moyen du perforateur à diamants. C'est naturellement de la couronne laissant des témoins qu'on a fait usage. Mais on a donné au trou un diamètre beaucoup plus grand qu'on ne le fait d'ordinaire aux États-Unis; ce trou avait en effet 7 pouces ($0^m,18$) de diamètre près de la surface et 3 pouces ($0^m,075$) à 168 mètres de profondeur. La couronne de $0^m,075$ de diamètre portait seulement huit diamants. Ils étaient enchassés par mattage à froid du métal (acier doux). La couronne était supportée par des tiges vissées, en acier fondu, de $1^m,94$ de longueur, $0^m,048$ de diamètre extérieur et $0^m,038$ de diamètre intérieur forées et étirées à froid. Le moteur était une locomobile de 18 chevaux; l'avancement de l'outil se faisait au moyen d'un écrou à mouvement différentiel. L'eau était refoulée dans les tubes à la pression de 3 atmosphères. Les témoins enlevés avaient une grande longueur, jusqu'à 16 pieds ($4^m,90$). On relevait les tiges au moyen d'une chèvre de 16 mètres enlevant 8 sections de tubes à la fois en 2 minutes. Il est arrivé une fois que la couronne et les deux dernières tiges sont tombées au fond du trou, à 160 mètres de profondeur. On les a aisément retirées avec la cloche taraudée.

On a essayé de remplaçer le diamant par d'autres sub-

stances dures, entre autres par le corindon; mais on les a trouvées toutes trop tendres ou trop fragiles. Il y aurait cependant quelque intérêt à réussir dans de tels essais, car le prix du diamant noir s'élève à mesure que la consommation en augmente.

Les diamants ont en général très-bien résisté et l'usure en était insignifiante dans les conditions normales. Cependant ils se sont plusieurs fois brisés dans des conglomérats quartzeux, lorsqu'ils n'étaient pas assez solidement enchassés dans la couronne. Pour traverser les couches argileuses, on a fait usage d'une double couronne en acier à bords dentelés en triangle, les dents étant alternées.

Le sondage était fait par un entrepreneur anglais, moyennant : 8 shillings par pied pour les 100 premiers pieds, 16 shillings par pied pour les 100 suivants, et ainsi de suite, en ajoutant toujours 8 shillings par centaine de pieds en plus. On lui fournissait en outre la force motrice et l'installation première; quatre hommes étaient employés par poste de 12 heures. Dans ces conditions, le prix de revient du travail est égal ou un peu supérieur à celui d'un sondage par les procédés anciens. Mais on a l'avantage d'une rapidité très-grande; ainsi du 10 juillet au 11 août 1874 on a foré 168 mètres. L'avancement, dans les grès et le poudingue granitique, a pu atteindre 60 pieds ($18^m,30$) par 24 heures, et dans le quartzite 45 pieds ($13^m,50$). Dans les roches tendres, l'avantage sous le rapport de la vitesse était moindre et il fallait même, par moments, arrêter l'appareil pour laisser l'eau déblayer le fond du trou.

En somme, on peut dire que l'expérience en Bohême a été très-favorable à ce genre d'appareils.

(B) NOTE COMPLÉMENTAIRE

Par M. E. GRUNER (FILS.)

Le sondage de Böhmisch-Brod a été poursuivi d'une façon très-régulière jusqu'au 23 janvier de cette année.

Un incendie, qui a détruit la baraque et faussé la machine, a amené une suspension de plusieurs mois dans le travail.

D'après les indications qui avaient été fournies par la *Geologische Reichs-Anstalt*, et en particulier d'après les études de M. Fötterle, le grès rouge ne devait pas avoir une épaisseur de plus de 250 à 300 mètres. A cette profondeur, on devait trouver le terrain houiller ou rencontrer les schistes anciens. Ces prévisions ont été loin de se réaliser : le 23 janvier, on avait atteint la profondeur de 701 mètres (2.215^{pieds},5) et l'on était constamment resté dans le grès rouge.

Le caractère de la roche a varié très-souvent. On a observé des alternances fréquentes de grès à grains très-fins, de grès à gros grains, et de vrais conglomérats.

A plusieurs niveaux, grâce aux grès schisteux, on a pu observer la stratification. L'inclinaison des bancs est très-variable : parfois complétement horizontale, d'autres fois plongeant sous des angles de 20, 25 et même 35°.

Par moments, on a rencontré des brèches à ciment argilo-siliceux qui avaient l'apparence de jaspes et prenaient un très-beau poli sous l'action des diamants.

On n'a jamais traversé de grès à galets de quartz mal cimentés dans la masse, qui ont été un si grave obstacle au travail dans d'autres sondages au diamant (*).

Quelques minces veinules de gypse, de quelques millimètres au plus 2 à 3 centimètres d'épaisseur, ont été la seule matière étrangère rencontrée.

A la profondeur de 700 mètres, rien ne faisait prévoir que l'on pouvait approcher de la limite du grès. On était décidé à poursuivre aussi longtemps que possible. La machine, qui n'avait été construite que pour atteindre la profondeur de 1.500 pieds, était décidément trop faible; aussi, à la suite de l'incendie, au lieu de la réparer, s'est-on décidé à en construire une nouvelle beaucoup plus puissante. De là un arrêt de plusieurs mois.

(*) Ce cas s'est présenté dans un sondage en Saxe, où il a fallu employer l'ancienne méthode de forage par percussion pour traverser les bancs à galets de quartz.

Dans le courant de juin, on a voulu remettre en train le sondage. Mais une fausse manœuvre a amené la chute de l'instrument et la rupture de la tige en deux points.

On n'était pas encore parvenu, dans les premiers jours de juillet, à retirer les tiges, mais on espérait encore y arriver.

Ainsi, pour atteindre la profondeur de 700 mètres, on a eu environ 160 jours de travail effectif, ce qui donne un avancement moyen journalier de 4 mètres à $4^m,50$. A cette grande profondeur, il fallait de cinq à six heures pour la manœuvre de la montée et de la descente des tiges. De là une diminution considérable dans l'approfondissement journalier.

Une autre cause de ralentissement était la nécessité de faire tourner la tige beaucoup moins vite. A l'origine, elle tournait à 300 tours par minute. On était alors obligé de charger la couronne. A mesure que le poids des tiges a augmenté, il a fallu ôter les surcharges, puis équilibrer en partie la tige par de puissants contre-poids. Malgré ces dispositions, on ne pouvait dépasser la vitesse de 95 à 100 tours à la minute. Avec une vitesse plus grande, l'échauffement était plus considérable, les chocs trop violents, et les diamants étaient déchaussés ou brisés (*).

On voit donc qu'avec quelques précautions, aujourd'hui bien déterminées par la pratique, le sondage au diamant permet d'atteindre les plus grandes profondeurs avec une rapidité inconnue jusque-là par les autres méthodes (**).

(*) Nous ne donnerons pas de plus amples détails, parce que MM. Barré et G. Bresson nous ont fait espérer, pour les *Annales*, une étude complète, avec coupes, de cet intéressant sondage.

(**) En ce moment, on doit mettre en train un sondage au diamant près de Rheinfelden (Argovie). — Il doit être outillé pour atteindre au besoin la profondeur de 1.000 mètres. — Il s'agit également de traverser le grès rouge pour rechercher au-dessous le terrain houiller que l'on voit affleurer au pied de la forêt Noire et des Vosges (Ronchamp).

ÉTUDE

SUR

LES RAPPORTS FINANCIERS

ÉTABLIS POUR LA

CONSTRUCTION DES CHEMINS DE FER

ENTRE L'ÉTAT

ET LES SIX PRINCIPALES COMPAGNIES FRANÇAISES

PAR

M. DE LABRY, ingénieur des ponts et chaussées.

EXPOSÉ.

Le 12 juin 1873, M. le Ministre des Travaux publics adressait à MM. les Inspecteurs généraux des Ponts et Chaussées et des Mines, Directeurs du Contrôle de l'État sur les six grandes Compagnies de chemins de fer français, la circulaire suivante :

« Monsieur, des solutions en sens contraire étant sollici-« tées par les Compagnies de chemins de fer, en ce qui « concerne l'imputation des plus-values résultant de la « substitution de rails en acier aux rails en fer, le Conseil « d'État a pensé qu'il convenait d'appeler les fonction-« naires chargés de la direction du contrôle à présenter des « observations développées sur les trois questions sui-« vantes :

« 1° La clause des conventions relatives à l'exécution « de travaux complémentaires autorise-t-elle l'imputation

« au compte de premier établissement de la plus-value « résultant de la substitution de rails en acier aux rails en « fer, ou, d'une manière générale, de l'installation d'appa- « reils nouveaux qui entraîne la suppression d'appareils « anciens, d'une étendue ou d'une qualité moindre ?

« 2° Dans le cas où cette imputation devrait être admise, « quel serait le mode de calcul de la plus-value ? Faut-il « prendre simplement la différence entre la valeur actuelle « des appareils nouveaux et anciens, considérés les uns et « les autres comme neufs ; ou faut-il comparer le prix d'éta- « blissement de l'appareil nouveau avec le prix initial de « l'appareil supprimé, c'est-à-dire avec la valeur pour « laquelle cet appareil a été compris et maintenu au compte « de premier établissement depuis l'origine et malgré ses « renouvellements successifs ?

« 3° Quelles seraient les conséquences de l'un et l'autre « modes d'évaluation au point de vue des rapports finan- « ciers de l'État et des Compagnies, suivant que l'insuffi- « sance des produits nets de l'exploitation oblige la « Compagnie à réclamer la garantie d'intérêt, ou que l'im- « portance des produits donne lieu d'espérer qu'ils attein- « dront, dans un délai plus ou moins rapproché, la limite « fixée pour l'ouverture du partage des bénéfices ?

« Je vous prie de me faire parvenir le plus promptement « possible les observations demandées par le Conseil « d'État. »

Le 11 décembre 1875, nous avons présenté sur les questions ainsi posées un rapport dans lequel étaient examinés les points suivants :

1° Les conventions générales conclues par l'État et les six principales Compagnies françaises pour la construction des chemins de fer, les changements partiels qu'ont subis ces conventions depuis 1869, les résultats qu'elles ont donnés,

2° Le mode d'emprunt par lequel les Compagnies sub-

viennent aux dépenses des travaux formant l'objet de ces conventions,

3° Les conséquences pour les Compagnies et pour l'État des diverses imputations que peuvent recevoir les dépenses,

4° Les variations de prix éprouvés par quelques produits sidérurgiques, spécialement par les rails,

5° La répartition des dépenses d'amélioration entre le compte de premier établissement et le compte d'entretien, notamment dans le cas où des rails d'acier sont substitués à des rails de fer.

Ce rapport contenait des renseignements dont l'impression aura peut-être quelque utilité (1). Nous les soumettrons au lecteur après avoir essayé de les compléter et de les mettre au courant jusqu'à la fin de 1874. Les rapports financiers entre l'État et les Compagnies se prêtent à trois points de vue : historique, juridique, numérique ; nous nous placerons ordinairement au dernier. — Les sources auxquelles on peut recourir sont principalement : 1° les recueils édités par le bureau de *statistique centrale* institué au Ministère des Travaux publics, tels que les *situations* des chemins de fer français au 31 décembre de chaque année et des *documents* mis au jour à de plus longs intervalles, 2° les travaux parlementaires consistant en *exposés* de projets de loi rédigés par l'administration, en rapports de commissions, en discussions dans les assemblées législatives, 3° les produc-

---

(1) M. Aucoc, président de section au Conseil d'État, dans un travail important publié par la *Revue critique de législation*, en novembre et décembre 1874 (analysé par M. l'ingénieur en chef M. Lézieux, dans les *Annales des ponts et chaussées* de mars 1875), et le regrettable M. Demongeot, maître des requêtes, dans deux notes intéressantes, dont l'une a été imprimée au Conseil d'État et l'autre insérée au *Journal des actuaires français*, nous ont fait l'honneur d'utiliser quelques passages de notre rapport manuscrit, notamment ceux qui portent ici les n°s 7 à 16, 20, 22, 52 à 59, dont ils ont reproduit les tableaux, soit exactement, soit avec des modifications, et en partie le texte.

tions des Compagnies, particulièrement les rapports présentés aux assemblées des actionnaires, 4° les archives manuscrites du Ministère des Travaux publics et celles des Compagnies. Les chiffres tirés de ces textes divers présentent souvent entre eux des différences qui sont parfois notables, au moins en apparence. Pensant que nos calculs mériteront plus de confiance et seront plus faciles à vérifier et à continuer si les bases en sont indiquées, nous signalerons et nous contrôlerons fréquemment par des notes l'origine des chiffres cités. On sait d'ailleurs que l'insertion d'un écrit dans les *Annales* n'engage aucunement l'administration ni sur les faits qu'il relate ni sur les idées qu'il soutient.

Nous publions aujourd'hui la première partie de cet essai : elle concerne les conventions.

CHAPITRE I.

Clauses financières générales, relatives à la construction des chemins de fer, en vigueur à la fin de 1869, entre l'État et les six principales Compagnies.

---

§ 1er. — Résumé des conventions générales.

1. *Définitions.* — Pour la clarté de l'exposition, il peut être utile de rappeler les définitions suivantes.

L'ensemble de toutes les recettes provenant, dans une année, de l'exploitation d'un chemin de fer est la *recette brute* ou le *produit brut* de ce chemin. La différence entre ce produit brut et le total des dépenses faites pour l'exploitation est le *produit net*, qu'on appelle souvent le *revenu* du chemin. La somme nécessaire à l'intérêt et à l'amortissement des emprunts contractés par la Compagnie envers les particuliers ou envers l'État est la *charge annuelle* ou *le service* de ces emprunts. On retranche cette charge du produit net, et à la différence on ajoute l'avance de l'État pour garantie et le montant des annuités dues par l'État qui est imputable sur l'exercice : ce calcul donne le *revenu disponible* ou *revenu total des actions*, qui divisé par le nombre des actions est le *dividende*. Dans ce dividende on distingue parfois un *intérêt fixe* afférent à chaque action et un excédant qui est le dividende proprement dit; nous emploierons le mot *dividende* dans la première acception.

Le terme *bénéfice* figure ordinairement dans les actes passés entre l'État et les Compagnies avec le sens de *produit net* : nous l'entendrons ainsi.

2. *Durée des concessions.* — Les concessions des six

grandes Compagnies de chemins de fer français sont de quatre-vingt-dix-neuf ans et prendront fin :

Pour	l'Est.	le 26 novembre	1954 (1),
—	le Midi.	le 31 décembre	1960 (2),
—	le Nord.	*Id.*	1950 (3),
—	l'Orléans.	*Id.*	1956 (4),
—	l'Ouest.	*Id.*	1956 (5),
—	le Paris-Lyon-Méditerranée.	*Id.*	1958 (6),
—	le Victor-Emmanuel. . . .	*Id.*	1955 (7),
—	les Chemins algériens. . . .	*Id.*	1958 (8),

dates qui pour l'époque moyenne où expireront ces concessions donne le milieu de Novembre 1956 soit la fin de 1956 (9).

3. *Dates des principales conventions générales en vigueur.* — Les rapports financiers actuels entre l'État et les six grandes Compagnies sont réglés principalement par quatre groupes généraux de conventions conclues en 1857, 1858-59, 1863 et 1868-69.

Le dernier remaniement apporté à l'ensemble de ces rapports a été opéré par les conventions de 1868-69 : ces traités ont été passés entre le Ministre des Travaux publics et les Cies aux dates suivantes :

Est.	le 11 juillet 1868,
Midi.	le 10 août 1868,
Nord.	le 22 mai 1869,

---

(1)	Cahier des charges du	11 juin 1859,	article 35.
(2)	—	1 août 1857,	—
(3)	—	26 juin 1857,	—
(4)	—	11 avril 1857,	—
(5)	—	11 juin 1859,	—
(6)	—	11 avril 1857,	—
(7)	—	1 mai 1863,	—
(8)	—	1 mai 1863,	—

(9) Cette époque moyenne est déterminée en faisant la somme des huit durées de concession à partir du 31 décembre 1950, divisant cette somme par 8, ajoutant le quotient à la date du 31 décembre 1950.

Orléans.	le 26 juillet 1868,
Ouest.	le 4 juillet 1868,
Paris-Lyon-Méditerranée. .	le 18 juillet 1868.

Depuis, des modifications partielles ont été apportées à ces conventions, elles seront indiquées plus tard (chapitre II). Mais afin de présenter un système entier, correspondant à une phase notable du développement des chemins de fer français, nous exposerons d'abord l'ensemble des conventions générales précitées en laissant de côté les actes ultérieurs. Parmi les clauses des conventions de 1857, 1858-59 et 1863, les unes ont été annulées, les autres maintenues par les traités de 1868-69 : nous mentionnerons seulement ces dernières.

4. *Formation des réseaux de la Cie Paris-Lyon-Méditerranée à titre d'exemple.* — Voici à titre d'exemple comment ont été déterminés pour la Compagnie Paris-Lyon-Méditerranée les longueurs des réseaux et le capital de premier établissement, d'après l'exposé du projet de loi approuvant la convention du 18 juillet 1868 entre l'État et la Compagnie (1).

---

(1) Cet exposé a été délibéré par le Conseil d'État, le 6 mai 1868 ; on peut le trouver au *Journal officiel* du 18 juin 1868, page 871, et au *Journal des chemins de fer* de 1868, pages 663, 680.

TAB. 4.

INDICATION DES LIGNES.	LONGUEURS	OBJET DES DÉPENSES.	ÉVALUATION des dépenses de 1er établissement pour lignes à la charge de la Compagnie.	
Ancien réseau.				
	kilomètres.		francs.	
Ancien réseau déterminé par la convention de 1863. . . .	2.587	Évaluation de 1863.	1.015.000.000	
		1re *augmentation accordée par la convention de 1868.*	160.000.000	francs.
		Ensemble.	1.175.000.000	1.175.000.000
Lignes transférées du nouveau réseau de 1863 à l'ancien réseau de 1868.	1.564	Évaluation de 1863.	677.000.000	
		2e *augmentation accordée par la convention de 1868.*	149.500.000	
		Ensemble.	826.500.000	826.500.000
Ensemble.	4.151	. . . .	Ensemble.	2.001.500.000
Nouvelles lignes concédées. .	157	Évaluation de 1868.	. . . .	18.500.000
Ensemble.	4.308	. . . .	Ensemble.	2.020.000.000
Concessions éventuelles.				
Annemasse à Annecy : augmentation.	28	Évaluation de 1868.	. . . .	3.000.000
Ensemble.	4.336	. . . .	Ensemble.	2.023.000.000
Annemasse à la Suisse. . . .	9	Évaluation de 1868.	. . . .	1.000.000
Totaux pour l'ancien réseau.	4.345	. . . .	Ensemble.	2.024.000.000
Nouveau réseau.				
Nouveau réseau de 1863. . . . . 3.207 kil. (1) diminué de. . . 1.564 Reste. 1.643	1.643	Évaluation de 1863.	578.000.000	
		3e *augmentation accordée par la convention de 1868.*	43.200.000	
		Ensemble.	621.200.000	
Convention éventuelle de Thiers à Vichy et à Ambert.	80	Évaluation de 1868.	8.800.000	
Totaux pour le nouveau réseau.	1.723	Ensemble.	630.000.000	630.000.000
Ce qui donne pour l'ensemble des deux réseaux (2).	6.068			2.654.000.000

(1) L'exposé du projet de loi donne aussi pour cette longueur 3.225 kilomètres, mais nous nous sommes basés sur ses indications textuelles suivantes : « Il résulte de la disposition « dont nous venons de parler que la longueur « des lignes du nouveau réseau, qui était de « 3.207 kilomètres, est ramenée à 1.643 kilomè- « tres. » La *Statistique centrale au 31 décembre* 1867, publiée par le ministère des travaux publics, donne pour longueur de ce nouveau réseau $3.110^{k} + 247^{k} = 3.357$ kilomètres; mais si de 3.357 kilomètres on retranche pour la longueur du chemin Victor-Emmanuel 144 kilomètres, il reste 3.213 kilomètres, peu différente de 3 207 kilomètres.

(2) Des renseignements sur les longueurs indiquées sont donnés par la note-annexe I à la fin de la présente étude.

5. — L'exposé du projet de loi indique comme motif à l'appui des nouvelles conventions que « les dépenses déjà « réalisées et les diverses évaluations présentées pour les « dépenses restant à faire excèdent d'une manière notable « les prévisions qui ont servi de base aux conventions « précédentes », et cite pour justifier les trois augmentations que nous avons portées en italique « les notes jus« tificatives et les états présentés par la Compagnie » ; il ajoute : « Cette situation n'est pas particulière à la Compa« gnie qui nous occupe, les autres Compagnies ont été « amenées à signaler des résultats semblables. » C'est une preuve de la bienveillance avec laquelle l'État traite les Compagnies, et dont il leur a donné en 1873 une nouvelle marque en leur procurant, comme il l'avait déjà fait en 1858, l'ouverture d'un crédit (de 90.000.000 fr.) à la Banque de France, non sans inconvénients peut-être pour sa propre situation financière (1).

6. — En vertu d'un traité passé le 9 août 1865 entre la Cie Paris-Lyon-Méditerranée et la Cie du chemin de fer de Bességes à Alais, la Cie Paris-Lyon-Méditerranée exploite provisoirement ce chemin comme fermière de l'autre Compagnie (art. 5) et doit le racheter définitivement avant le 1er avril 1878 (art. 2). Suivant la convention de 1868 (art. 6), ce chemin, à dater de l'achèvement de la ligne d'Alais au Pouzin, présumé pour 1875, sera complétement annexé à l'ancien réseau Paris-Lyon-Méditerranée, où figure déjà sa longueur sur les statistiques officielles.

7. — En outre la Compagnie Paris-Lyon-Méditerranée est chargée du chemin du Rhône au mont Cenis ou Victor-

(1) Voir le compte rendu par le gouverneur de la Banque de France à l'assemblée générale des actionnaires du 30 janvier 1873. En 1858, sur l'intervention du gouvernement, la Banque de France s'était chargée de placer 230 millions en obligations des Cies de chemins de fer : elle en a placé 155 millions, et pour le reste a ouvert aux compagnies un crédit de 75 millions.

Emmanuel et des chemins de fer Algériens. Ces deux réseaux n'ont pas été soumis au régime général institué pour les six grandes Compagnies par les conventions de 1868-69.

Le chemin Victor-Emmanuel est régi par une convention conclue, le 9 juin 1866 et le 17 juin 1867, entre le Ministre des Travaux publics, la Compagnie antérieurement concessionnaire de cette voie et la Cie Paris-Lyon-Méditerranée. Par cet acte la première Compagnie cède le chemin de fer à l'État qui le rétrocède à la seconde. Jusqu'à la réunion à l'un des deux réseaux Paris-Lyon-Méditerranée des 144 kilomètres qui forment le chemin Victor-Emmanuel (1), l'État garantit à la seconde Compagnie 1° un revenu de 2.254.950 francs représentant l'intérêt et l'amortissement en 88 ans d'une somme de 44.483.000 francs à laquelle est fixé le prix du rachat de la concession, 2° l'intérêt et l'amortissement des obligations qui seront appliquées à des dépenses complémentaires jusqu'à un maximum de

	francs cent.
maximum de.	25.000.000,00
et à l'avance à faire par la Cie Paris-Lyon-Méditerranée à l'État pour l'achèvement du souterrain du mont Cenis (convention du 18 juillet 1868, art. 7) jusqu'à un maximum de	
A reporter.	25.000.000,00

(1) Cette réunion n'est pas encore opérée, bien que les *statistiques centrales* du ministère des travaux publics au 31 décembre 1867, 1868, 1869 et 1871 portent le chemin du *Rhône* au *mont Cenis* au nouveau réseau Paris-Lyon-Méditerranée, les trois premières avec 144, la dernière avec 143 kilomètres. Les rapports du conseil d'administration de la Cie Paris-Lyon-Méditerranée portent ce chemin comme « réseau spécial » avec 144 kilomètres (1872, 1873). Les *statistiques centrales* aux 31 décembre 1872 et 1873 portent aussi ce chemin comme réseau spécial, avec une longueur de 143 kilomètres.

	francs. cent.
Report.	25.000.000,00
19 millions, augmenté des primes pour l'achèvement du souterrain avant le 1er janvier 1887, avance qui s'est élevée effectivement à.	26.146.712,61 (1);
ces deux sommes, formant ensemble.	51.146.712,61,
jointes aux.	44.483.000,00
précédents, donnent un total de. .	95.629.712,61.

Les chemins de fer Algériens, dont la longueur est de 543 kilomètres, sont régis par une convention du 1er mai 1863 entre le Ministre de la Guerre et la Compagnie Paris-Lyon-Méditerranée. Cette convention stipule en faveur de la Compagnie une subvention de 80.000.000 francs et une garantie de 5 p. 100 sur le capital dépensé jusqu'à concurrence de 80 millions, pendant soixante-quinze ans à partir du 1er janvier suivant la mise en exploitation de toutes les lignes concédées et qui est le 1er janvier 1872 (2).

Pour le chemin Victor-Emmanuel et pour les chemins Algériens, l'État a droit au remboursement de ses avances avec intérêt de 4 p. 100 et au partage par moitié sur les produits nets au delà de 8 p. 100 du capital dépensé, sous les conditions généralement stipulées pour ces deux objets avec les six grandes compagnies et qui seront examinés plus loin.

Les chemins Algériens étaient dans les attributions du Ministre de la Guerre. Ils sont maintenant dans les attributions du Ministre de l'Intérieur et figurent au budget de ce ministère, dans les dépenses du gouvernement général

(1) Rapport du conseil d'administration à l'assemblée générale des actionnaires de la Cie Paris-Lyon-Méditerranée du 22 avril 1873, annexe n° 2.

(2) Rapport du conseil d'administration de la Cie Paris-Lyon-Méditerranée, 1872, pages 12 et 27.

de l'Algérie (budgets de 1874 et de 1875, chap. 12, article 3 (1).

Ils ne figurent ni dans les états ni dans les comptes du Ministère des Travaux publics et par conséquent nous les laisserons aussi de côté.

8. *Longueur et évaluations des réseaux des six grandes compagnies.* — Voici les longueurs et les évaluations qui ont été admises pour bases principales des conventions de 1868-1869 (2).

(1) *Budget* de 1874, page 366.
— de 1875, page 342.

(2) Voir la note (1) au bas de la page 485.

TAB. 9.

COMPAGNIES.	LONGUEURS (Concessions définitives et éventuelles).			CAPITAUX DE PREMIER ÉTABLISSEMENT à la charge des Compagnies pour lignes.		
	Anciens réseaux.	Nouveaux réseaux.	Totales.	Lignes concédées des anciens réseaux.	Lignes concédées des nouveaux réseaux.	Totaux pour lignes concédées.
a	*b*	*c*	*d*	*e*	*f*	*g*
	(A) kilom.	(A) kilom.	kilom.	(B) francs.	(B) francs.	francs.
EST	991	2.123(D)	3.117	325.000.000(C)	865.000.000(D)	1.190.000.000
MIDI	798	1.771	2.569	295.000.000	456.000.000	751.000.000
NORD	1.174	650	1.824	540.000.000	200.000.000	740.000.000
ORLÉANS	2.020	2.340	4.360	514.000.000	832.000.000	1.346.000.000
OUEST	900	1.994	2.894	425.000.000	719.000.000	1.144.000.000
PARIS-LYON-MÉDIT.	4.345	1.756 (E)	6.101	2.024.000.000	630.000.000	2.654.000.000
Totaux	10.231	10.634	20.865	4.123.000.000	3.702.000.000	7.825.000.000
Si l'on ajoute : VICTOR-EMMANUEL	»	144	144	»	95.629.712	95.629.712
On a les totaux.	10.231	10.778	21.009	4.123.000.000	3.797.629.712	7.920.629.712

OBSERVATIONS.

(A) Les nombres de kilomètres des colonnes (*b*) et (*c*) de ce tableau sont conformes à ceux que donne la *Statistique centrale au 31 décembre* 1869 (page 7), pour les totaux des concessions définitives et éventuelles. Ces nombres (*b*) et (*c*) doivent être considérés comme correspondant aux évaluations (*e*) (*f*).

(B) Les évaluations des nouveaux réseaux sont relevées sur les conventions 1868-69, et celles des anciens réseaux sur les exposés des projets de loi approuvant ces conventions.

(C) Y compris 62.200.000 fr. pour matériel roulant, etc., mentionnés à l'art. 10 de la convention de 1868, et dans l'exposé du projet de loi (*Moniteur* du 23 juin 1868, page 908, col. 4).

(D) Les nombres 2.123 kil. et 865.000.000 fr. du nouveau réseau Est devaient être augmentés de 50 kil. et 7.500.000 fr. si la concession éventuelle du chemin de fer de Remiremont à la ligne de Colmar à Mulhouse était rendue définitive (convention de 1868, art. 9). On verra plus loin comment cette concession aurait figuré dans le deversoir (n° 14). Comme elle a été définitivement annulée (n° 41), nous la supprimons dans nos calculs et nos tableaux.

(E) La *Statistique centrale au 31 décembre* 1869 donne pour le nouveau réseau P.-L.-M. (page 7) . . . . 1.900 kilom.
et pour le chemin Victor-Emmanuel (page 38) . . . . . . 144 —
Différence . . . . 1.756 —

que nous inscrivons ici, bien que au tableau 4, l'analyse de l'exposé du projet de loi nous ait conduit à inscrire 1.723 kilom. comme longueur résultant de cet exposé.

9. *Garantie de l'État calcul et tableau des déversoirs.* — L'État garantit aux Compagnies (1) pendant cinquante années à partir du 1er janvier 1864 pour l'Est, 1865 pour les autres Cies, l'intérêt à 4 p. 100 et l'amortissement au même taux (0f,65 % par an) (2) des dépenses afférentes au nouveau réseau; mais il a été stipulé que toute la portion des produits de l'ancien réseau qui excéderait le revenu moyen par kilomètre qu'on appelle *revenu réservé kilométrique* ou *déversoir* serait appliquée, concurremment avec les produits nets du nouveau réseau, à couvrir l'intérêt et l'amortissement garantis par l'État pour le nouveau réseau.

Afin de subvenir aux dépenses du premier établissement, les six grandes Compagnies, outre leurs actions dont le nombre est depuis longtemps stationnaire, émettent des obligations qu'elles amortiront pendant toute la durée de la concession. Pour les obligations non encore émises aux dates des conventions précitées, l'État a admis qu'en moyenne l'intérêt et l'amortissement coûteraient annuellement aux Cies 5,75 p. 100 (3). Les Compagnies bénéficient des conditions plus favorables de l'émission et supportent la perte résultant d'un taux plus élevé.

Le déversoir est ainsi calculé : on convient d'un revenu

---

(1) Le système de la garantie est expliqué dans les conventions de 1858-59. Les données indiquées sur la *garantie* dans les pages qui suivent sont relatées, en général, dans les exposés des projets de loi concernant chacune des conventions de 1868 69 indiquées au n° 3; celles qui sont spéciales à la Compagnie du Nord résultent des deux exposés du projet de la loi approuvant la convention de 22 mai 1869, qui sont insérés au *Moniteur* des 16, 17 et 19 septembre 1868, au *Journal officiel* du 15 avril 1869.

(2-3) Pour l'intérêt et l'amortissement au taux de 4 p. 100 en cinquante ans, l'annuité est de 4 655. 20; l'État et les Compagnies, dans les comptes tenus entre eux portent maintenant cette annuité à 4f,655 et la charge des obligations à 5f,755 p. 100. Mais, au moins dans les raisonnements, on néglige habituellement la troisième décimale 0,005; nous ferons ainsi.

 (Les nombres des colonnes-

TAB. 9.

COMPAGNIES. *a*	DIVIDENDE convenu par action. *b*	REVENU kilométrique réservé ou déversoir arrondi. $\left(\frac{i}{j}\right)$ *k*
	francs.	francs.
EST.	30	29.100
MIDI.	35	28.010 (G)
NORD.	50	38.240
ORLÉANS.	51,80	26.000
OUEST.	30	35.900
PARIS-LYON-MÉDITERRANÉE.	47	31.900 (H)
Totaux.		

(C) A 5,75 0/0. Le produit 148.700.000 fr. × 0,05753 | 2 de la convention
posé du projet de loi donne le résultat | juin 1868, p. 839,
14 juin 1868, page 839, col. 4, note 3.) | t 330, d'où résulte

(D) A 5,50 0/0. — (E) Charges effectives.

(F) Charges effectives sur 1.000.000.000 = . .
5,75 0/0 sur 679.000.000 = . . | sse à la frontière
Total égal. . | ne la ligne d'Anne-

(G) Le déversoir n'est que de 27.680 fr. tant que | ne d'Aunemasse à
et de Marvejols à Neussargues n'est pas
art. 12).

à laisser aux actions (1), on y ajoute 5,75 p. 100 (en général) du capital obligations afférent à l'ancien réseau, et 1,10 p. 100 du capital obligations afférent au nouveau réseau, pour compenser la différence entre les 4.65 p. 100 garantis par l'État et les 5,75 p. 100 effectivement payés par la Compagnie aux obligataires; le total de ces trois sommes divisé par le nombre de kilomètres concédé à l'ancien réseau donne le revenu kilométrique réservé à l'ancien réseau. A l'égard de la Compagnie du Nord, les chiffres 5,75 et 1,10 ont été remplacés par 5,50 et 0,85; on peut appliquer pour cette Compagnie aux nombres 5,50 et 0,85 les raisonnements faits pour les autres Compagnies sur les nombres 5,75 et 1,10 : par suite nous ne considérerons ordinairement que ces derniers.

Le tableau D (page 497 *bis*) indique le calcul du déversoir pour chaque Compagnie (2).

---

(1) Le dividende à laisser aux actions a été déterminé par les conventions de 1858-59, abaissé pour certaines compagnies par les conventions de 1863, remanié par les conventions de 1868-69; pour chaque Cie il est inférieur aux *dividendes effectifs* qu'a distribués cette Cie de 1856 à 1862.

(2) Voir la note (1) au bas de la page 485.

La donnée et le résultat principaux à noter dans ce tableau sont que sur

			francs.
l'Est,	le dividende *convenu* ou *ménagé* pour chaque action est de.	30 fr.,	
	le revenu kilométrique *réservé* est de. . .		29.100;
le Midi,	le dividende convenu ou ménagé pour chaque action est de.	35 fr.,	
	le revenu kilométrique réservé est de. . .		28.010;
le Nord,	le dividende convenu ou ménagé pour chaque action est de.	50 fr.,	
	le revenu kilométrique réservé est de. . .		38.240;
l'Orléans,	le dividende convenu ou ménagé pour chaque action est de.	$51^{f},80$,	
	le revenu kilométrique réservé est de. . .		26.000;
l'Ouest,	le dividende convenu ou ménagé pour chaque action est de.	30 fr.,	
	le revenu kilométrique réservé est de. . .		35.900;
le P.-L.-M.	le dividende convenu ou ménagé pour chaque action est de.	47 fr.,	
	le revenu kilométrique réservé est de. . .		31.900.

10. — Pour les lignes du nouveau réseau non encore construites, il faut évidemment déduire du revenu total réservé à l'ancien réseau la différence d'annuité ($1^{f},10$ p. 100) applicable au capital de construction de ces lignes, puisque la Compagnie n'a pas encore à comprendre dans ses charges annuelles l'intérêt et l'amortissement de ce capital. En conséquence on retranche du revenu réservé total une somme égale à $1^{f},10$ p. 100 de ce capital, et du revenu réservé kilométrique le quotient de la même somme par le nombre des kilomètres de l'ancien réseau. Ce calcul arrondi a conduit à imposer aux déversoirs kilométriques les réductions suivantes fixées par les conventions de 1868-69 :

Est,	2f,00 par kilom. du nouveau réseau non exécuté;	
Midi,	2f,00 par kilom. du nouveau réseau non exécuté, limitée au maximum de. 2.800 fr. correspondant à.	kilom. 1.400;
Nord,	2f,00 par kilom. du nouveau réseau non exécuté, limitée au maximum de. 1.000 fr. correspondant à.	500;
Orléans,	2f,00 par kilom. du nouveau réseau non exécuté, limitée au maximum de. 2.400 fr. correspondant à.	1.200;
Ouest,	2f,00 par kilom. du nouveau réseau non exécuté, limitée au maximum de. 2.000 fr. correspondant à.	1.000;
P.-L.-M.,	0f,80 par kilom. du nouveau réseau non exécuté, limitée au maximum de. 1.200 fr. correspondant à.	1.500;

Les conventions expriment cette condition en comptant par 100 kilomètres du nouveau réseau non livrés à l'exploitation : ainsi pour l'Est elles stipulent sur le déversoir une diminution de 200 francs par 100 kilomètres non exploités..., etc...

11. *Travaux complémentaires* limités. — *Concession de lignes prévues.* — Suivant les mêmes traités, à l'égard des Cies de l'Est, du Midi, du Nord et Paris-Lyon-Méditerranée, pendant un délai de dix ans, le revenu réservé total sera augmenté pour l'Est, le Midi et Paris-Lyon-Mediterranée de 5,75 p. 100 ou de 57.500 fr. (pour le Nord de 5,50 p. 100 ou de 55.000 fr.) par chaque million qui sera dépensé sur l'ancien réseau en travaux complémentaires, tels que l'agrandissement des gares, la pose de secondes voies ou de voies de garage, l'augmentation du matériel roulant, conformément à des projets préalablement approuvés par décrets délibérés en Conseil d'État, jusqu'aux limites suivantes :

Est.	40 millions,
Midi.	30 millions,
Nord.	60 millions,
P.-L.-M.	96 millions.

Nous désignerons ces travaux complémentaires par le mot « *limités* », et nous adopterons la même désignation relativement au nouveau réseau.

Cette augmentation du revenu total réservé correspond à des accroissements du revenu kilométrique réservé :

Pour l'Est.	de 58 fr.
— le Midi.	de 72 fr.
— le Nord.	de 45 fr.
— le P.-L.-M.	de 13f,50

par million ainsi dépensé.

12. — Les conventions de 1868-69, pour les lignes dont elles *prévoient* l'addition à l'ancien réseau, posent une règle analogue à la précédente : elles stipulent que le revenu réservé total sera augmenté de 5,75 p. 100 de la dépense de ces lignes, et que le nombre par lequel on divise ce revenu réservé total pour calculer le revenu réservé kilométrique sera augmenté du nombre de kilomètres composant la concession nouvelle (1).

13. — D'après les mêmes traités, à l'égard des Compagnies d'Orléans, de l'Ouest et Paris-Lyon-Méditerranée, pendant dix ans, le capital garanti au nouveau réseau sera augmenté du montant des dépenses qui auront

(1) Nous n'avons pas cité d'exemples pour les cas dont les applications sont faciles à trouver dans les conventions générales; mais nous en indiquerons pour les cas dont les spécimens exigeraient quelque recherche : ainsi la règle du n° 12 est appliquée aux lignes d'Annemasse à Annecy et d'Annemasse à la frontière suisse, par la convention du 18 juillet 1868 avec la Cie Paris-Lyon-Méditerranée, article 12, §§ 7 et 8.

été faites sur des projets approuvés en Conseil d'État, pour travaux complémentaires, jusqu'aux limites suivantes :

Orléans, 22 millions.
Ouest, 124 millions (indistinctement avec l'ancien réseau).
P.-L.-M., 7 millions.

Pour les Compagnies d'Orléans, de l'Ouest et Paris-Lyon-Méditerranée, la garantie annuelle accordée par l'État au montant du nouveau réseau s'accroîtra de 4,65 p. 100 des dépenses ainsi faites. En outre, pour les Compagnies d'Orléans et de l'Ouest le revenu total réservé à l'ancien réseau sera augmenté de 1,10 p. 100 de ces dépenses, ce qui donne par million une augmentation du revenu kilométrique *réservé* de 6 fr. pour l'Orléans et de 12 fr. pour l'Ouest. Cet accroissement du déversoir n'a pas été stipulé avec la Compagnie P.-L.-M., mais il constitue la règle générale, le cas de la Compagnie Paris-Lyon-Méditerranée formant exception ; cette exception serait même peu importante, si la Cie P.-L.-M., qui ne recourt pas maintenant à la garantie de l'État, devait, ce qu'on peut espérer, ne pas y recourir dans l'avenir.

14. — Les conventions de 1868-69 établissent pour les lignes dont elles *prévoient* l'addition au nouveau réseau la règle qui vient d'être énoncée : c'est-à-dire que sur le montant de ces concessions, l'État garantit un revenu annuel de 4,65 p. 100 et qu'en outre il augmente le revenu total réservé à l'ancien réseau de 1,10 p. 100 de ce montant. Ainsi (1), dans le cas où le chemin de Remiremont à Mulhouse (longueur 50 kil.) serait définitivement concédé à la Cie de l'Est, pour chaque kilomètre de ce chemin le capital garanti à la Cie (865.000.000 fr.) serait augmenté de 150.000 fr. (évaluation des dépenses à la charge de la

(1) Convention du 11 juillet 1868, avec la Cie de l'Est, art. 4, 9, 10, § 6.

Cie) et le revenu garanti de 150.000 fr. × 0,0465; pour chaque million ainsi ajouté au capital garanti le revenu réservé total s'accroîtrait de 1.000.000 fr. × 0,011 et le déversoir de $\frac{1.000.000 \text{ fr.} \times 0{,}011}{994 \text{ (longueur de l'ancien réseau)}}$ soit 11 fr.

15. ***Maxima totaux des capitaux pour lignes concédées et travaux limités. — Répartition de l'ensemble en actions et en obligations.*** — Le tableau **15** (page 502 *bis*) montre quels sont, d'après les conventions de 1868-69, les maxima des capitaux dont l'imputation peut, à titre de construction première de lignes ou de travaux complémentaires limités (nos 11 et 13) être autorisée sur le premier établissement, avec prise en compte pour le revenu réservé à l'ancien réseau et pour le revenu garanti au nouveau réseau.

Ce tableau **15** indique en outre la décomposition de ces maxima en capital-actions et en capital-obligations.

16. ***Maxima des revenus totaux réservés aux Cies et des garanties annuelles de l'État.*** — On voit dans le tableau **16** (page 502 *ter*) quels sont pour les concessions de lignes et

COM	RÉPARTITION des totaux ci-contre en — ACTIONS. —mbres des ;tions. tableau 1° 9. onne c.) *i*	Prix moyens d'émission par action. (Documents financiers 1872. page 196, colonne 3.) *j*	Capital-actions admis par les conventions 1868-1869. ($i \times j$ arrondi.) *k*	OBLIGATIONS. — Capital-obligations de l'ancien et du nouveau réseau. (Voir tabl. 9, col. *e* + tabl. 15, col. *c* + tab. 15, col. *g*.) *l*
		francs.	francs.	francs.
EST.	,84.000	500,00	292.000.000	938.000.000
MIDI. . . .	150.000	587,44	146.300.000	634.700.000
NORD. . .	,00.000 ,25.000	400,00 575,00	231.875.000	568.125.000
ORLÉANS. .	300.000	512,97	300 000.000	1.068.000.000
OUEST. . .	300.000	503,15	150.000.000	1.118.000.000
P.-L.-M. .	300.000	431,93	345.000.000	2.412.000.000
Tot	»	»	»	6.738.825.000
A				
VICTOR-EM	»	»	»	95.629.712
C				
Tot	459.000	moyenne. 482,18	1.465.175.000	6.834.454.712

En ré plémentaires | francs.
limités s 4.349.000.000
Sur le 3.950.629.712
E 8.299.629.712
dans leq 7.920.629.712
et pour 379.000.000
C
Pour l le. 4.349.000.000
Pour l 3.950.629.712
C
Pour l le. 8,299.629.712

(A) Voyez l

…venu *réservé* …ux …agnies lignes …édées et …vaux …émen- …ires …ités. $(d+i)$ *j*	MAXIMA d'intérêt et amor- tissement *garantis* par l'État pour lignes concédées et travaux complémen- taires limités. $(f+h)$ *k*	ENSEMBLE des revenus *réservé* et *garanti* à chaque Cie pour lignes concédées et travaux limités. $(j+k)$ *l*	NOMBRE total de kilomètres de l'ancien ou du nouveau réseau. (V. tab. n° 8, col. *d*.) *m*	QUOTIENT par ce nombre de kilomètres de l'ensemble des revenus *réservé* et *garanti*. $\frac{l}{m}$ *n*	OBSERVATIONS.
A) …ncs.	francs.	francs.	kilom.	francs.	(A) On pourrait compléter le tableau du n° 9 en y remplaçant la colonne *i* par la colonne *j* du présent tableau, et en modifiant en conséquence la colonne *k* qui donnerait alors le revenu kilométrique réservé pour lignes *concédées* et travaux complémentaires *limités*.
…32.000	40.222.500	71.454.500	3.117	22.924	
…41.000	21.204.000	45.245.000	2.569	17.612	
…96.875	9.300.000	57.496.875	1.824	31.522	
…79.000	39.711.000	92.490.000	4.360	21.213	
…73.000	39.199.500	72.872.500	2.894	25.181	
…42.500	29.620.500	173.663.000	6.101	28.465	
…64.375	179.257.500	513.221.875	20.865		
….	5.195.886	5.195.886	144	36.082	(B) Voyez n° 7.
	(C) 184.453.386	518.417.761	21.009		(C) Voyez la note-annexe II à la fin de la présente étude.

les travaux complémentaires *limités* les revenus totaux réservés aux Compagnies et les maxima annuels des garanties de l'État.

Ce tableau 16 se résume ainsi :

L'ensemble des revenus annuels réservés aux six grandes compagnies par les conventions de 1868-69 est de. . .	333.964.375 fr.
le maximum des garanties annuelles d'intérêt accordées aux six grandes Compagnies par les mêmes conventions est de.	184.453.386 fr.
Ensemble des revenus réservés et des revenus garantis.	518.417.761 fr.

17. ***Produits nets kilométriques auxquels cesserait la garantie de l'État.*** — Lorsque le compte de premier établissement pour les lignes concédées et les travaux *limités* sera définitivement clos, l'État aura ou non à faire une avance à la Compagnie, suivant que le total formé par le produit net du nouveau réseau et par l'excès du produit net de l'ancien réseau sur le revenu réservé sera inférieur ou non au revenu garanti, ou bien, si l'on admet que le produit net de l'ancien réseau sera au moins égal au revenu réservé, suivant que le produit net total des deux réseaux sera inférieur ou non à l'ensemble du revenu réservé ou du revenu garanti. Donc, à cette époque, la limite du revenu kilométrique, sur les deux réseaux réunis, à laquelle la garantie de l'État cesserait d'être effective, est le quotient de cet ensemble (tableau 16, colonne *l*) par le nombre total des kilomètres des deux réseaux, c'est-à-dire (tableau 16, colonne *n*):

	francs.
pour l'Est.	22.924
— le Midi.	17.612
— le Nord.	31.522
— l'Orléans.	21.213
— l'Ouest.	25.181
— le P.-L.-M.	28.465
— le Victor-Emmanuel.	36.082

18. *Remboursement des avances de l'État*, — L'État sera remboursé de ses avances par la Compagnie avec intérêt simple à 4 p. 100 dès que le total formé par le produit net du nouveau réseau et par l'excès du produit net de l'ancien réseau sur le revenu réservé dépassera le revenu garanti (1).

19. *Travaux complémentaires non limités.* — Suivant les conventions de 1868-69, après l'expiration des délais de dix ans indiqués pour l'exécution des travaux complémentaires *limités* (nos 11 et 13), les Compagnies pourront encore être autorisées par des décrets délibérés en Conseil d'État à exécuter sur l'ancien et le nouveau réseau des travaux complémentaires qui seront imputés au compte de premier établissement. La dépense de ces ouvrages ne donnera lieu à augmentation ni pour le revenu garanti par l'État, ni pour le revenu réservé à la Compagnie ; mais l'intérêt et l'amortissement effectifs en seront prélevés sur l'ensemble des produits nets de l'ancien et du nouveau réseau, avant tout partage de bénéfices avec l'État. Nous désignerons ces travaux complémentaires par l'expression *non limités*.

20. *Partage des bénéfices entre l'État et les Cies, tableaux des produits nets totaux, des produits nets kilométriques, des dividendes des actions, au moment de ce partage.* — Supposons dépensés les *maxima* prévus pour lignes concédées et travaux *limités* : lorsque les produits nets des deux réseaux excéderont les sommes qui vont être indiquées (colonne *c*) et qui sont déterminées par les conventions de 1868-69, l'excédant sera partagé par moitié entre l'État et la Compagnie.

(1) Conventions de 1858-59.

Tab. 20 (1).

COMPAGNIES. (*a*)	PERCENTAGES RELEVÉS SUR LES CONVENTIONS. (*b*)			PRODUIT NET total auquel commence le partage des bénéfices avec l'État. (*c*)
		francs.	francs.	francs.
Est.	5 0/0 du capital de l'ancien réseau.	325.000.000	26.000.000	
	8 0/0 des travaux complémentaires limités de l'ancien réseau.	40.000 000	3.200.000	
	6 0/0 du capital du nouveau réseau.	865.000.000	51.900.000	
			81.100.000	81.100.000
Midi.	8 0/0 du capital de l'ancien réseau.	295.000.000	23.600.000	
	8 0/0 du montant des travaux complémentaires limités sur l'ancien réseau.	30.000.000	2.400.000	
		325 000.000	26.000 000	26.000.000 } 61.444.000
	8 0/0 du capital du nouveau réseau de 1859.	404.200.000	32.336.000	
	6 0/0 du capital du reste du nouveau réseau de 1863.	51.800.000	3.108 000	
		456 000 000	35 444.000	35.444.000
Nord.	50.275 fr. × 1.174 (longueur kilométrique de l'ancien réseau), sauf réduction de 52 fr. par chaque million si la dépense effective de premier établissement est inférieure à. ce qui fait 10,93 0/0 de ce capital.	540.000.000	59.022.850	
	6 0/0 du capital du nouveau réseau.	200.000.000	12.000.000	
	6 0/0 des travaux complémentaires limités de l'ancien réseau.	60.000.000	3.600.000	
			74.622.850	74.622.850
Orléans.	30.000 fr. × 2.020 (longueur kilométrique de l'ancien réseau).		60.600.000	
	Ce qui fait 11,78 0/0 du capital de cet ancien réseau.	514.000.000		
	6 0/0 sur le capital du nouveau réseau.	832.000.000	49.920.000	
	6 0/0 des travaux complémentaires limités du nouveau réseau.	22.000.000	1.320 000	
			111.840.000	111.840.000
Ouest.	Le revenu réservé total afférent aux lignes de l'ancien réseau = 35.900 fr. × 900 kil., ce qui fait 7,60 0/0 du capital de cet ancien réseau.	425.000.000	32.310.000	
	12 fr. × 124 × 900 kil. (voir les articles 7 et 8 de la convention de 1868), c'est-à-dire environ 1,10 0/0 du montant 124.000 000 fr. des travaux complémentaires limités.		1.339.200	
	6 0/0 du capital du nouveau réseau.	719.000.000	43.140.000	
	6 0/0 du montant des travaux complémentaires limités.	124.000.000	7.440.000	
			84.229.200	84.229.200
P.-L.-M.	8 0/0 du capital des lignes de l'ancien réseau de 1858-59.	855.380.000	68.430 400	
	6 0/0 du capital du reste du réseau.	1.798.620.000	107.917.200	
	6 0/0 des travaux complémentaires limités du nouveau réseau.	7.000.000	420.000	
	8 0/0 et 6 0/0 des travaux complémentaires limités de l'ancien réseau (en moyenne 7 0/0).	96.000.000	6.720.000	
			183.487.600	183.487.600
Victor-Emmanuel.	8 0/0 du capital garanti.	95.629.712	7.650.377	7.650.377
			Total.	604.374.027

(1) Voir la note (1) au bas de la page 485.

Ce tableau montre que le partage des bénéfices s'opérera sur l'ensemble des deux réseaux, sauf pour le Midi où il doit porter séparément sur chaque réseau (convention du 10 août 1868, art. 13).

Les percentages s'appliqueront aux capitaux *effectivement* dépensés.

D'après les conventions de 1858-59 et celles de 1868-69 le partage des bénéfices s'exercera, s'il y a lieu, à partir du 1er janvier 1872; toutefois il ne se fera qu'à partir du remboursement complet des sommes avancées par l'État à titre de garantie. (V. convention de 1868 avec la Compagnie du Midi, art. 13.)

21. — Si au moment où commencera le partage des bénéfices toutes les lignes concédées et tous les travaux complémentaires *limités* étaient terminés, voici quels seraient les revenus kilométriques (col. *d*) correspondant à ces circonstances pour l'ensemble des deux réseaux :

Tab. 21.

COMPAGNIES. *a*	PRODUIT NET total auquel commencerait le partage des bénéfices (tab. n° 20, col. *c*). *b*	LONGUEURS totales des deux réseaux (tab. n° 8, col. *d*). *c*	PRODUIT net kilométrique correspondant $\left(\frac{b}{c}\right)$ *d*
	francs.	kilom.	francs.
Est	81.100.000	3.117	26.019
Midi	61.444.000	2.569	23.917
Nord	74.622.850	1.824	40.911
Orléans	111.840.000	4.360	25.651
Ouest	84.229 200	2.894	29.105
P.-L.-M.	183.487.600	6.101	30.075
Victor-Emmanuel	7.650.377	144	53.126
Totaux	604.374.027	21.009	

22. — Le tableau 22 (page 506 *bis*) indique (colonne *j*) quel

COMPAGNIES.	…MBRE …tions. … n° 9, …l. *c*.) *i*	DIVIDENDE de chaque action. $\left(\frac{h}{i}\right)$ *j*	OBSERVATIONS
	…tions.	francs.	
EST.	…34.000	46,51	
MIDI.	…50.000	99,80	
NORD.	…25.000	82,62	(A) Nous portons, pour le Nord, seulement 5,50 0/0, suivant le calcul admis dans la convention du 22 mai 1869.
ORLÉANS.	…00.000	84,05	
OUEST.	…00.000	67,85	
P.-L.-M.	…00.000	59,18	62f,25 en tout pour l'action P.-L.-M. Par suite de la cession analysée au n° 7, le revenu disponible du chemin Victor-Emmanuel appartient aux actionnaires de la Cie P.-L.-M.
VICTOR-EMMANUEL. .	»	3,07	(B) Voir tableau n° 16, col. *e*, *f*, *k*.
Totaux.	…59.000		

serait, en supposant le maintien de toutes les conditions précitées, le dividende des actions aux époques où commencerait le partage des bénéfices avec l'État : des produits nets indiqués par le tableau n° 20 (col. *c*) comme limite inférieure pour ce partage il retranche l'annuité totale due aux obligations ; il divise le reste par le nombre des actions.

Il résulte de ce tableau 22 que dans la première année de partage le dividende de chaque action serait :

Pour l'Est	46f,51
— le Midi	99,80
— le Nord	82,62
— l'Orléans	84,05
— l'Ouest	67,85
— le P.-L.-M.	62,25

23. *Subventions de l'État classées en huit types.* — L'État a donné aux six grandes Compagnies des subventions sous des formes diverses qui peuvent se ramener aux types principaux suivants (1) :

1er *Type.* — Application de la loi du 11 juin 1842 (modifiée par la loi du 19 juillet 1845).

Les acquisitions de terrains, les terrassements, les ouvrages d'art, les bâtiments des stations sont payés sur les fonds de l'État ; le ballast, la voie de fer, le matériel restent à la charge de la Cie (2).

2e *Type.*—Modification du système des lois de 1842-1845.

Les maisons de garde des passages à niveau restent à la charge de l'État, mais les bâtiments des stations sont mis à la charge des Compagnies (3).

3e *Type.* — L'État verse à la Compagnie une subvention en *payements* annuels (4) ou semestriels (5) égaux dont le

(1) Les notes suivantes indiqueront pour chaque type quelques exemples de subventions.

(2) Art. 5 et 6 de la loi du 11 juin 1842. Voir les sommes affectées à six grandes lignes de chemins de fer par cette loi (art. 10 à 15).

(3) *Est.* — Convention du 11 juillet 1868, art. 3.

Midi. — Convention du 11 juin 1859, art. 4 ; du 1er mai 1863, art. 3, Toulouse à Auch, Montrejeau à Bagnères-de-Luchon, Lourdes à Pierrefitte.

Orléans. — Convention du 26 juillet 1868, art. 4, Libourne à Bergerac.

Ouest. — Convention du 11 juin 1859, art. 5.

(4) *Ardennes.* — Convention du 18 juillet 1858-11 juin 1859, art. 2, 4.500.000 francs en trois payements annuels égaux.

Orléans. — Convention du 14 juin 1855, art. 6, 19 millions en douze payements annuels égaux, avec déduction de dépenses en travaux exécutés par l'État, et intérêt à 5 p. 100 sur dépenses en travaux exécutés par la Cie.

(5) *Grand-Central.*—Convention du 2 février-6 avril 1855, art. 6, 76 millions en dix-huit payements semestriels égaux ; art. 7, 2 millions payables de même.

Orléans. — Convention du 14 juin 1855, art. 4, 25 millions en vingt-quatre payements semestriels égaux.

nombre et les dates sont généralement fixés par la convention (1).

4° *Type.* — Le montant de la subvention est versé en obligations négociables de l'État portant chacune 20 francs d'intérêt et remboursables en 30 ans, à 500 fr., par voie de tirage au sort. Ces obligations ont été appelées trentenaires (2).

5° *Type.* — L'État a la faculté de solder la subvention soit en 16 *payements* semestriels égaux dont les dates sont fixées par la convention, soit en *annuités* égales entre elles, échéant depuis la date convenue pour le premier payement semestriel jusqu'à la fin de la concession, représentant à 4 1/2 p. 100 l'intérêt et l'amortissement de la subvention

(1) *Midi.* — Cahier des charges du 8 juillet 1852, art. 4, 40 millions en vingt payements égaux, dont les intervalles et les dates ne sont pas spécifiées. — Cahier des charges du 24 août 1852, art. 4, 16.500.000 francs en dix payements égaux, dont les intervalles et les dates ne sont pas spécifiés.

(2) *Midi.* — Convention du 1er août 1857, art. 4, 24 millions en huit versements annuels d'obligations trentenaires. L'article 15 de la même convention convertit en obligations trentenaires le solde restant dû sur les subventions stipulées par les articles 4 des cahiers des charges du 8 juillet et du 24 août 1852, et par la convention du 13 février 1855.

Orléans. — Convention du 11 avril 1857, art. 1er et 4, 72 millions attribués à la Compagnie d'Orléans sur une subvention de 78 millions précédemment allouée à la Compagnie du Grand-Central, et « toutes les sommes dues par l'État à la Compagnie d'Orléans pour « les chemins compris dans son réseau actuel, soit à titre de subvention, soit à titre de marché à forfait, seront, à mesure des « échéances fixées par le cahier des charges ou par les conventions « relatives auxdits chemins, converties en obligations trentenaires. »

Paris-Lyon-Méditerranée. — Convention du 11 mai 1857, art. 2 et 5, 6 millions attribués à la Cie Paris-Lyon-Méditerranée sur la subvention de 78 millions du Grand-Central, et « toutes les sommes « dues par l'État à la Compagnie Paris-Lyon-Méditerranée pour « les chemins compris dans son réseau actuel, soit à titre de « subvention, soit à titre de marché à forfait, seront converties « en obligations » trentenaires (comme pour la Cie d'Orléans).

et versées par fractions semestrielles égales. Si l'État a choisi ce second mode, il peut jusqu'à la date indiquée par la convention pour le neuvième *payement* semestriel annoncer qu'il s'acquittera du restant dû en *termes* semestriels égaux dont le dernier écherra à la date primitivement fixée par la convention pour le 16e *payement* semestriel ; dans ce dernier cas on tient compte des intérêts à 4 1/2 p. 100 sur les sommes dues et versées par l'Etat (1).

6e *Type.* — Modification du 5e type en ce que l'intérêt, au lieu de 4 ½ p. 100, est de 5 p. 100 (2).

7e *Type.* — L'État fait les acquisitions de terrains, exécute les terrassements et les maisons de gardes des pas-

(1) *Est.* — Convention du 1er mai 1863, art. 3, 62.800.000 francs; premier payement semestriel au 1er mai 1865.

Midi. — Convention du 1er mai 1863, art. 2, pour concessions définitives, 57 millions, premier payement semestriel au 1er mai 1865; art. 3, pour concessions éventuelles, 20 millions. — Convention du 10 août 1868, art. 3, 3 millions, premier payement semestriel au 1er mai 1870.

Orléans. — Convention du 11 juin 1863, art. 2, pour concessions définitives, 46 millions, premier payement semestriel au 1er octobre 1864; art. 3, pour concessions éventuelles, 1.500.000 fr.

Ouest. — Convention du 1er mai 1863, art. 2, pour concessions définitives, 21.300.000 francs, premier payement semestriel au 1er juin 1865; art. 3, pour concessions éventuelles, 10.700.000 fr.

Paris-Lyon-Méditerranée. — Convention du 1er mai 1863, art. 2, pour concessions définitives, 85.700.000 francs, premier payement semestriel au 1er mai 1865 ; art. 3, pour concessions éventuelles, 73.800.000 francs.

Les conventions de 1868-69 avec les Cies de l'Est (art. 6), Midi (art. 2), Orléans (art. 2), Ouest (art. 2), Paris-Lyon-Méditerranée (art. 2), reculent pour des subventions précédemment accordées, notamment par les conventions de 1863, les délais auxquels le gouvernement, après avoir opté pour le mode par annuités, peut revenir à des termes semestriels.

(2) *Orléans.* — Convention du 11 juin 1863, art. 8, 26.416.667 fr., premier payement semestriel au 1er octobre 1863.

Paris-Lyon-Méditerranée. — Convention du 1er mai 1863, art. 9, 1.333.333 francs, premier payement semestriel au 1er mai 1864.

sages à niveau, conformément au 2ᵉ type. Mais la Cⁱᵉ avance à l'État la somme nécessaire à ces opérations, en seize versements semestriels égaux, et l'État la rembourse à la Compagnie conformément au 5ᵉ type, appliqué comme si cette somme était une subvention due par l'État à la Compagnie (1).

8ᵉ *Type.* — L'État se réserve la faculté de payer la subvention conformément au 5ᵉ type, ou, en avertissant la Compagnie avant la date indiquée pour le premier *payement* semestriel, d'appliquer le 2ᵉ type (2).

Au 31 décembre 1869 les subventions accordées par l'État aux six grandes Compagnies pouvaient s'évaluer de la manière suivante (3) :

---

(1) *Midi.* — Convention du 10 août 1868, art. 4, le montant des avances à faire par la Compagnie à l'État est de 28 millions; art. 5, 32 millions; art. 6, 34.700.000 francs.

Orléans. — Convention du 26 juillet 1868, art. 4, septième type modifié pour la reprise de concessions à d'autres Compagnies et leur rétrocession à la Cⁱᵉ d'Orléans.

Nord. — Convention du 22 mai 1869, art. 2, 19 millions.

Paris-Lyon-Méditerranée. — Convention du 18 juillet 1868, art 4. 29.500.000 francs.

(2) *Orléans.* — Convention du 26 juillet 1868, art. 2, subvention de 9.800.000 francs, premier payement semestriel par l'État au 1ᵉʳ avril 1870.

Ouest. — Convention du 4 juillet 1868, art. 2, subvention de 50 millions, premier payement semestriel par l'État au 1ᵉʳ juin 1870.

Paris-Lyon-Méditerranée. — Convention du 18 juillet 1868, art. 2, subvention de 28.400.000 francs, premier payement semestriel par l'État au 1ᵉʳ mai 1870.

(3) *Documents* publiés par M. le ministre des travaux publics en 1872, page XIII, et 35. Col. 15 et 16.

TAB. 23.

COMPAGNIES.	SUBVENTIONS DE L'ÉTAT			OBSERVATIONS.
	POUR CONCESSIONS		totales.	
	définitives.	éventuelles.		
a	b	c	d	e
	francs.	(A) francs.	francs.	
EST.	190.652.153	»	190 652.153	(A) En outre l'État avait affecté une subvention de 15 millions de francs à la concession éventuelle du chemin de Remiremont à Mulhouse. (V. tab. n° 8, observation D.)
MIDI.	219.516.561	36.000.000	255.516.561	
NORD.	21.463.112		21.463.112	
ORLÉANS.	350.455.133	8.700.000	359.155.133	(B) La situation du chemin Victor-Emmanuel étant provisoire, nous n'avons point fractionné les 95.629 712 fr. qui s'y rapportent. (V. n°s 7 et 8.) On pourrait en déduire les 26.156 712 fr., soit 26.100 000 fr., relatifs au tunnel du Mont Cenis et les classer comme subvention de l'État.
OUEST.	284.710.160	»	284.710.160	
PARIS-LYON-MÉD.	455.639.832	23.500.000	479.139.832	
VICTOR-EMMANUEL.	(B)	»	(B)	
Totaux. . . .	1.522.436.951	68.200.000	1.590.636.951	

Ces sommes comprennent les dépenses faites et à faire par le Trésor et payables soit en travaux, soit en capital, soit en annuités.

Le gouvernement a usé d'une manière presque générale de la faculté qu'il s'était réservée de payer aux compagnies les subventions en annuités calculées au taux de $4\frac{1}{2}$ ou 5 p. 100 et échelonnées sur une durée qui varie de 80 à 93 années (1).

Dans ce système les Compagnies se procurent le capital des subventions par l'émission d'obligations au service desquelles font face les annuités que paie l'État.

24. *Subventions de divers.* — Enfin, les départements,

(1) Voir le budget pour 1875, chapitre 18, pages 1100 à 1103, colonne des observations.

les localités et divers intéressés ont contribué à la formation des six grands réseaux par des dépenses faites ou des engagements à remplir, qui au 31 décembre 1869 s'élevaient (1) :

	francs.
Pour l'Est, à.	7.038.864
— le Midi à.	21.223.336
— le Nord à.	3.868.637
— l'Orléans, à.	8.937.316
— l'Ouest, à.	14.841.155
— le P.-L.-M., à.	32.654.709
Total.	88.563.997

25. *Récapitulation des dépenses de construction.* — Voici la récapitulation des ressources que l'organisation résultant des conventions de 1868-69 affecte à la construction des réseaux des six principales Compagnies.

(1) *Documents* de 1872, page XV, et 43. Col. 7.

TAB. 25.

COMPAGNIES.	DÉPENSES par les Compagnies. (V. le tab. n° 15, col. h.)	SUBVENTIONS de l'État. (Voir tab. final du n° 23, col. d.)	SUBVENTIONS de divers. (Voir n° 24.)	TOTAUX.	OBSERVATIONS
a	b	c	d	e	f
	francs. (A)	francs. (A)	francs.	francs.	
EST.	1.230.000.000	190.652.153	7.038 864	1.427.691.017	(A) Non compris 7.[illegible] à la charge de la Cie et [illegible] lions de subvention [illegible] chemin de Remiremont [illegible] Mulhouse. (Voir tab. [illegible] observation D.)
MIDI.	781.000.000	255.516.561	21.223.336	1.057.739.897	
NORD.	800.000.000	21.463.112	3.868.637	825.331.749	
ORLÉANS.	1.368.000.000	359.155.133	8.937.316	1.736.092.449	
OUEST.	1.268.000.000	284.710.160	14.841.135	1.567.551.295	
P.-L.-M.	2.757.000.000	479.139.832	32.654.709	3.268.794.541	
Totaux.	8.204.000.000	1.590.636.951	88.563.997	9.883.200.948	
Ajoutant :					
VICTOR-EMMANUEL.	95.629.712	(B)		95.629.712	(B) Voyez l'observation [illegible] dans le tableau final [illegible]
Totaux.	8.299.629.712	1.590.636.951	88.563.997	9.978.830.660	

26. *Réserves des Cies.* — Les règles indiquées jusqu'ici attribuent en chaque année aux actions, si la Compagnie ne recourt pas à la garantie de l'État, la partie du produit net total excédant les charges, et, si la Compagnie recourt à la garantie, la partie du produit net de l'ancien réseau excédant en même temps les charges imposées et le revenu réservé à ce réseau.

Les Compagnies ne procèdent pas toujours dans l'exercice même à la distribution effective, entre les actionnaires, d'une somme exactement égale à cet excédant. En général, sur les gains ainsi acquis, elles forment deux réserves : l'une est prescrite par les statuts afin de parer à des besoins extraordinaires ou imprévus ; l'autre est facultative et sert ordinairement à réduire les différences entre les revenus successifs des sociétaires ; en l'augmentant dans les bonnes années et en la diminuant dans les mauvaises, la Compagnie peut retrancher ou ajouter au revenu dispo-

nible, de manière à égaliser les sommes touchées par ses actionnaires.

27. *Expiration, rachat, déchéance des concessions.* — Dans les cinq dernières années de la concession, l'État aura le droit de saisir les revenus du chemin de fer pour les employer à mettre en bon état ce chemin et ses dépendances, si la Compagnie ne remplissait pas cette obligation. A l'expiration de la concession, l'État entrera immédiatement en jouissance du chemin de fer et de toutes ses dépendances immobilières; quant aux objets mobiliers tel que le matériel roulant, etc., l'État sera tenu de les reprendre, et la Société de les lui livrer, sur estimation d'experts, si l'un des deux contractants le requiert (1).

A toute époque après l'expiration des quinze premières années de la concession générale faite à la Cie (voir n° 2), l'État a la faculté de racheter la concession entière. Pour régler le prix de rachat, on relèvera les produits nets des sept dernières années, on retirera les deux plus faibles, la moyenne des cinq autres formera une annuité que l'État payera à la Compagnie jusqu'au terme fixé par la concession; cependant cette annuité ne pourra être inférieure au produit net de la dernière année (2). D'après l'article 12 d'une loi du 23 mars 1874, accepté par toutes les Compagnies (3), la Société pourra demander que les lignes dont la concession remonte à moins de quinze ans soient évaluées non d'après leurs produits nets, mais d'après leur prix réel de premier établissement. A l'expiration de la concession ou dans le cas de rachat, si l'État est créancier de la Cie, notamment par suite de ses avances pour ga-

(1) Article 36 des cahiers des charges cités en note au n° 2.

(2) Articles 37 des cahiers des charges cités en note au n° 2.

(3) Rapport de la commission parlementaire d'enquête sur les chemins de fer en date du 12 décembre 1873. — *Journal officiel* du 20 janvier 1874, page 580, colonne 2.

rantie, le montant de sa créance sera compensé jusqu'à due concurrence avec le prix du matériel (1).

Si la Société ne commence pas les travaux à l'époque indiquée, si elle ne les termine pas dans le délai fixé, si elle ne se conforme pas aux cahiers des charges, si elle ne peut continuer l'exploitation, elle encourt, sauf cas de force majeure, le séquestre, puis la déchéance. Le chemin de fer, avec ses dépendances et les matériaux approvisionnés, sera mis en adjudication; à défaut de résultat une seconde adjudication sera tentée après un délai de 3 mois. S'il y a vente, l'acquéreur devra exécuter les clauses que le cahier des charges imposait à la Compagnie évincée et payer à celle-ci le prix fixé par l'adjudication. S'il n'y a pas vente, les parties de chemin de fer déjà exploitées, les ouvrages exécutés, les matériaux approvisionnés appartiendront à l'État (2).

§ 2. — Observations sur les conventions générales.

28. *Entrée des dépenses et des recettes dans les comptes.* — Des règlements d'administration publique rendus sur la comptabilité des Compagnies, le 2 mai 1863 pour l'Est, — le 6 mai 1863 pour le Midi, l'Orléans et l'Ouest, — le 6 juin 1863 pour la Cie P.-L.-M., — le 12 août 1868 pour le Nord, définissent le compte de premier établissement et le compte d'exploitation.

D'après les titres I et II de ces décrets, le compte de premier établissement d'une ligne se compose principalement : au *passif*, des dépenses faites jusqu'au 1er janvier qui suit l'ouverture de cette ligne, pour le rachat, la construction, la mise en service, l'entretien, l'exploitation de la ligne, l'intérêt et l'amortissement de ces divers frais; à

(1) Conventions de 1858-59.

(2) Articles 38 à 41 des cahiers des charges cités en note au n° 1

l'*actif*, des produits bruts donnés jusqu'à ce 1er janvier par le trafic du chemin, et du produit des capitaux affectés à l'établissement de la ligne jusqu'à leur emploi en travaux. Le compte d'exploitation se compose principalement par année : au *passif*, des dépenses faites, à partir de la même date pour l'entretien, les réparations, l'exploitation, l'administration de la ligne ; à l'*actif*, des produits bruts de toute nature provenant du chemin.

La balance du premier de ces comptes constitue le capital de premier établissement de la ligne ; la balance du second est le produit net annuel.

L'intérêt et l'amortissement généraux des actions et des obligations sont hors de ces deux comptes.

Le compte de premier établissement est provisoirement arrêté au 1er janvier qui suit l'ouverture de la ligne. Mais après cette date on y ajoute les trois cinquièmes de la dépense d'entretien de la voie et des terrassements pendant une année pour les parties du chemin qui n'ont été mises en activité que dans le cours de l'année précédente. On y ajoute encore, pendant certains délais, les dépenses d'établissement que la compagnie fait sur la ligne jusqu'au maximum d'évaluation admis par les conventions (V. n° 8) et les travaux complémentaires limités (nos 11 et 13). Ces délais, fixés par les conventions de 1868-69, sont de dix ans qui courent à partir du 1er janvier 1869 à l'égard de la Compagnie du Nord, 1868 à l'égard des autres Compagnies, pour les lignes exploitées à ces dates, — et pour les lignes non alors exploitées, à partir du 1er janvier qui en suivra l'ouverture. C'est sur le capital général de premier établissement de la Cie ainsi arrêté au 1er janvier de chaque année, et sur les produits nets de cette année, que sont basés pour l'exercice les calculs relatifs à l'avance ou au remboursement motivé par la garantie de l'État.

Quand les délais décennaux qui viennent d'être indiqués seront expirés, le compte de premier établissement sera défi-

nitivement clos pour ce qui concerne la garantie, mais il pourra encore, à l'égard du partage des bénéfices, recevoir, jusqu'à la fin de la concession, les dépenses des travaux complémentaires non limités (n° 19).

A ces règles générales ont été faites des exceptions. Ainsi pour le Midi (convention du 10 août 1868, art. 9), les lignes du nouveau réseau dont la mise en exploitation sera postérieure au 1er janvier 1865 ne participeront à la garantie d'intérêt qu'à partir du 1er janvier 1870; celles de ces lignes dont la mise en exploitation sera postérieure au 1er janvier 1870, ne participeront à la même garantie qu'à partir du 1er janvier 1875; quant aux lignes qui seront mises en exploitation après le 1er janvier 1875, la garantie d'intérêt leur sera appliquée au 1er janvier qui suivra la mise en exploitation de chacune d'elles. Pour l'Ouest (convention du 1er mai 1863, art. 7), les lignes du nouveau réseau dont la mise en exploitation sera postérieure au 1er janvier 1865, ne participeront à la garantie qu'à partir du 1er janvier 1870. Jusqu'aux dates ainsi indiquées, les excédants des *frais* et des *charges* sur les produits nets de ces lignes seraient imputés au premier établissement (1).

29. *Sens général de la garantie.* — Nous entendrons par montants *admis* des dépenses et des emprunts ceux qui, compris dans les maxima stipulés par les conventions, sont, après l'exécution des travaux et les vérifications administratives, définitivement admis par la Compagnie et par l'État, dans les comptes tenus pour les avances et les remboursements relatifs à la garantie.

30. — Les conventions successives entre l'État et les Cies de chemins de fer ont été dressées par des rédacteurs différents, puis soumises à des discussions avec les Compagnies, et à des délibérations parlementaires, par

(1) Conventions de 1858-59.

lesquelles elles ont été modifiées. Elles ne sont donç pas tout à fait uniformes. Néanmoins, pour ce qui concerne la garantie de l'État, les indications des pages précédentes peuvent être résumées en une observation donnant, sauf exception dans les détails, le sens général de ces traités.

En effet, les divers revenus annuels garantis ou réservés peuvent recevoir les trois groupements suivants :

TAB. 80.

1er GROUPEMENT.	2e GROUPEMENT.	3e GROUPEMENT.
Revenu réservé à l'ancien réseau =	dividende convenu pour les actions. . . . . . =	dividende convenu pour les actions.
	5,75 p. 100 (environ) des obligations — pour lignes concédées et travaux *limités* — de l'ancien réseau. . =	5,75 p. 100 environ du capital-obligations *admis* pour l'ancien réseau.
Revenu garanti au nouveau réseau =	1,10 p. 100 des obligations. . . . . . . — . . id. . . — du nouveau réseau. . =	5,75 p. 100 du capital - obligations *admis* pour le nouveau réseau.
	4,65 p. 100 des obligations. . . . . . . — . . id. . . . . . id. . .	

Les trois groupes ainsi formés contiennent les mêmes quantités énoncées en termes différents : par conséquent les totaux du premier et du troisième groupe sont égaux, c'est-à-dire que l'ensemble du revenu *réservé* à l'ancien réseau et du revenu *garanti* au nouveau est égal au total du dividende *convenu* pour les actions, et de l'annuité à 5,75 p. 100 (à peu près) du capital-obligations *admis* pour l'ancien et pour le nouveau réseau.

Or les conventions de 1858 à 1869 paraissent avoir pris pour base de leurs calculs la probabilité que le produit net de l'ancien réseau serait au moins égal, sauf cas extraordinaires, au revenu réservé à ce réseau.

Dès lors l'ensemble du revenu réservé et du revenu garanti peut être considéré comme un minimum probable du

revenu total attribué à la Compagnie par les conventions pendant la durée de la garantie, ce qui permet de dire que : « sauf insuffisance des évaluations des ouvrages soit de « l'ancien soit du nouveau réseau prises pour bases des « traités, ou mécompte soit permanent soit accidentel dans « les produits de l'ancien réseau, les conventions de 1868-69 « attribuent aux Compagnies, pendant cinquante années à « partir du 1er janvier 1865 (1864 pour l'Est), un revenu « minimum total égal à la somme formée par le dividende « *convenu* pour les actions, et par l'annuité, à environ « 5,75 p. 100. du capital-obligations *admis* pour les lignes « concédées et les travaux complémentaires *limités* de l'an- « cien et du nouveau réseau (1). »

Cette observation est utile parce qu'elle donne la clef de diverses combinaisons faites par les conventions entre la réserve et la garantie. Mais le mot « attribuer » y a un sens très-différent du mot « garantir ». On ne doit pas oublier

(1) A l'appui de cette observation on pourrait citer divers textes : en voici deux. La commission parlementaire chargée d'examiner le projet de la loi du 11 juin 1859, qui approuve les conventions passées en 1858-59 entre l'État et les six Compagnies, s'exprimait ainsi : « Les conventions intervenues ont été inspirées « par cette double pensée : 1° respecter les droits acquis aux Com- « pagnies en possession du réseau qu'elles exploitent, ne pas « affecter le dividende moyen attribué aux porteurs de leurs ac- « tions; 2° leur donner, sans périls pour elles, la mission d'exé- « cuter environ 8.000 kilomètres de chemins de fer nouveaux;... « leur garantir dans ce but, etc.... » En 1868 le rapport de la commission chargée d'examiner la convention du 26 juillet 1868 entre l'État et la Cie d'Orléans cite ce passage ; il ajoute : « Telle est l'économie des dispositions de la loi de 1859 qui régit « encore aujourd'hui les rapports des Compagnies et de l'État. Les « conventions intervenues depuis lors n'ont pas modifié les règles « que cette loi a posées, elles n'ont fait qu'en consacrer l'appli- « cation aux faits nouveaux qui se sont produits postérieure- « ment, etc.... »; et il paraît dans tout son contexte adopter ces mêmes règles. (Ce rapport est inséré au *Moniteur* des 29, 30 août, 1, 2, 3, 4 septembre 1868; le passage qui vient d'être reproduit est au *Moniteur* du 1er septembre, page 1247, col. 2°.)

que l'État s'est uniquement engagé à parfaire pendant cinquante années, à certaines conditions, le revenu à 4,65 p. 100 du capital *admis* pour le nouveau réseau : il est obligé par la lettre seule de ce contrat, et les Compagnies ne seraient pas fondées en droit si elles prétendaient plus tard exiger des changements aux conventions, en vertu de l'esprit qui paraît avoir dirigé les parties depuis 1857 jusqu'à 1869.

31. *Terme de la garantie.* — Cinquante ans après les dates initiales de la garantie, c'est-à-dire au 1er janvier 1914 pour l'Est et 1915 pour les autres Compagnies, les avances de l'État cesseront quels que soient alors les produits des chemins de fer, tandis que les Compagnies auront encore à servir l'intérêt et l'amortissement de leurs obligations jusqu'à la fin de leurs concessions, c'est-à-dire jusqu'à des époques variant de la fin de 1950 à la fin de 1960. Ainsi pendant quarante ans, en moyenne, les actionnaires n'auront plus à compter sur les avances du Trésor pour maintenir leurs dividendes aux montants convenus pour le calcul des déversoirs, et les obligataires n'auront pour débiteurs que des Compagnies dépourvues de la garantie de l'État.

32. ***Modifications causées aux dividendes par les dépenses : 1° entrant dans le compte de la garantie.*** — Supposons qu'une Compagnie recourant à la garantie exécute seulement des lignes concédées pour lesquelles l'intérêt et l'amortissement soient imputables sur le revenu réservé et sur le revenu garanti, et des travaux complémentaires *limités*.

Dans le cas où le produit net de l'ancien réseau serait inférieur au revenu réservé, la différence serait prélevée sur le revenu des actions, dont le dividende pourrait ainsi descendre au-dessous du montant convenu dans le calcul du déversoir (tab. 9, col. *b*).

Mais lors même que le produit net de l'ancien réseau est égal ou supérieur au revenu réservé, le dividende peut s'écarter du montant convenu dans les éventualités suivantes.

1° Si en calculant le déversoir on avait dans le capital des lignes (tab. 9, col. *e* et *g*) compris l'évaluation de travaux complémentaires sans stipuler que le revenu réservé dût recevoir des réductions correspondant à la partie non encore dépensée de cette évaluation, les actions bénéficieraient de l'intérêt de cette partie au taux d'environ 5,75 p. 100 si les travaux incombaient à l'ancien réseau (1), 1,10 p. 100 s'ils incombaient au nouveau.

2° Si la longueur du nouveau réseau non exécuté dépassait le maximum auquel est limitée la réduction du déversoir pour la partie non construite de ce réseau (n° 10), les actions bénéficieraient d'environ 1,10 p. 100 sur l'évaluation kilométrique moyenne du premier établissement du nouveau réseau multipliée par la différence de longueur entre cette partie non construite et ce maximum (2).

3° Si la dépense effective totale du premier établissement des kilomètres exploités est inférieure au nombre de ces kilomètres multiplié par l'évaluation moyenne kilométrique de premier établissement admise dans le calcul du revenu réservé (n°s 9 et 10), les actions bénéficient de l'intérêt sur la différence entre cette dépense effective et ce produit, au taux d'environ 5,75 p. 100 quand il s'agit de l'ancien réseau, et 1,10 p. 100 quand il s'agit du nouveau.

---

(1) On peut citer comme exemple de ce cas pour l'ancien réseau une partie des 62.200.000 francs mentionnés dans le § 3 de l'article 10 de la convention du 11 juillet 1868 entre l'État et la Cie de l'Est. Ce procédé paraît aussi avoir été employé pour l'ancien réseau d'Orléans, qui par suite n'a pas reçu d'allocation, distinctement stipulée dans la convention de 1868, pour travaux complémentaires *limités*. (V. n° 11.)

(2) Le tableau suivant montre que sous le régime des conven-

4° Si le service des obligations est inférieur au total de l'intérêt et de l'amortissement admis par la convention pour l'emprunt du capital à la charge de la Cie (en général 5,75 p. 100) ou du capital-subvention, les actions bénéficient de la différence : voici comment peut se calculer cet effet. Considérons d'abord les obligations émises pour la construction des lignes et reportons-nous au tableau n° 9 : le revenu ***réservé*** (col. *i*) est fixé par la convention et ne varie pas avec le taux d'émission des obligations, le revenu (*d*) ***ménagé*** aux actions est l'excédant du revenu ***réservé*** (*e*) sur le montant ***présumé*** ($f + h$) des charges d'emprunt

---

tions de 1868-69 cette éventualité n'a pas eu de résultat effectif sur les dividendes :

COMPAGNIES. *a*	LIMITES de la réduction du déversoir. *b* (A)	LONGUEUR du nouveau réseau en construction ou à construire (B) à la fin des années 1868 *c*	 1869 *d*	 1870 *e*	OBSERVATIONS. *f*
	kil.	kil.	kil.	kil.	
Est.	»	394	247	254	(A) V. n° 10.
Midi.	1.400	616	502	500	(B) Les nombres des colonnes *c*, *d*, *e* sont extraits des *Statistiques centrales au 31 décembre* 1868, 1869, 1870 (pages 7).
Nord.	500	116	253	186	
Orléans.	1.200	532	424	424	
Ouest.	1.000	680	678	596	
P.-L.-M.	1.500	1.101	1.185	1.000	

Ainsi pendant les années 1868, 1869, 1870 et *à fortiori* depuis lors jusqu'à présent, les longueurs non exécutées du nouveau réseau ont été moindres que les maxima auxquels est limitée la réduction du déversoir. Par conséquent, depuis 1868 la fixation d'un maximum pour la réduction du déversoir a été sans effet réel, et n'a pu modifier les revenus disponibles. L'observation publiée à ce sujet pour les années de 1868 à 1873 par M. Aimé Jay, dans le *Journal des actuaires* d'avril 1874 (page 138), a donc seulement une valeur théorique.

imposées à l'ancien réseau, tandis que le revenu ***réel*** des actions est l'excédant du revenu ***réservé*** (i) sur le montant ***réel*** de ces charges; donc si les charges ***réelles*** sont inférieures d'une somme s aux charges ***présumées***, le revenu ***réel*** des actions sera égal au revenu ***ménagé*** augmenté de cette somme ou à $d + s$. De même si l'on désigne par s' l'excédant des charges présumées sur les charges réelles

des emprunts émis pour les travaux complémentaires limités,

s'' l'excédant des charges présumées sur les charges réelles des emprunts émis pour former le capital des subventions, le revenu réel des actions sera $d + s + s' + s''$, et, si l'on représente par c le nombre de ces actions, le dividende sera $\frac{d + s + s' + s''}{c}$.

Des éventualités (5° et 6°) respectivement inverses de ces deux dernières (3° et 4°) tendraient à faire descendre le dividende même au-dessous du montant convenu.

Le taux d'émission des obligations affectera le dividende indiqué pour le moment du partage comme il affectait le dividende convenu pour l'exercice de la garantie : dans le tableau n° 22 la différence ($s + s' + s''$) mentionnée plus haut (4°) se retrancherait des nombres de la colonne f et par suite augmenterait ceux des colonnes h et j.

33. ... 2° *n'entrant que dans le compte du partage des bénéfices.* — Si une Compagnie, recourant à la garantie, exécutait des travaux complémentaires non limités (n° 19) pendant que cette garantie fonctionne et même pendant que se remboursent les avances de l'État, le service des obligations émises pour payer la dépense de ces ouvrages ne serait admis en augmentation ni du revenu ***garanti*** ni du revenu ***réservé;*** par conséquent il serait prélevable sur ce dernier (tab n° 9, col. i), et pourrait rendre le dividende inférieur au montant convenu (col. b).

Quant au partage des bénéfices, l'exécution de travaux complémentaires ***non limités*** tendrait à en retarder l'époque (V. n[os] 19 et 20); mais au moment même où commencerait le partage elle ne modifierait pas le dividende indiqué pour les actions (tab. 22, col. *j*), parce l'intérêt et l'amortissement effectifs de la dépense faite pour ces travaux seraient prélevés sur le produit net avant partage des bénéfices. Si l'on voulait faire figurer cette dépense sur le tableau n° 22, la charge effective annuelle qu'elle imposerait à la Compagnie serait ajoutée à la colonne *f* et à la colonne *g*, ce qui ne modifierait ni la colonne *h* ni la colonne *j*.

34. ... 3° ***hors de ces deux comptes.*** — Dans le cas où aux réseaux s'ajouteraient des lignes nouvelles auxquelles ne s'appliqueraient pas les stipulations relatives à la garantie (n° 9), et pour lesquelles le produit net ne couvrirait pas l'intérêt et l'amortissement du capital de premier établissement, les calculs présentés dans le § 1[er] (***Résumé des conventions générales***) pourraient être profondément modifiés et le déficit devrait être prélevé sur les dividendes des actions.

Des dépenses soit de premier établissement, soit d'exploitation qui ne seraient point approuvées par l'administration donneraient un résultat analogue.

Il serait facile d'introduire dans les tableaux 9 et 22 les conséquences de telles hypothèses.

35. ***Relation entre les dates de payement des subventions et les dates des dépenses.*** — Quand une subvention est versée en ***payements*** ou en ***termes*** (voir n° 23, notamment le 5[e] type), si la C[ie] recevait des versements avant d'avoir fait les dépenses qui y correspondent, elle bénéficierait de l'intérêt sur la différence. Quand une subvention est soldée en ***annuités***, si la C[ie] reçoit l'annuité avant d'avoir fait complètement les dépenses au ***service*** desquelles

doit correspondre cette annuité, elle bénéficie de la différence entre l'annuité et le service des dépenses faites (1). Dans l'un et l'autre mode, si la Cie paye avant de recevoir, elle perd au lieu de gagner,

Lorsque les bénéfices et les pertes provenant de ce chef pour la Cie concernent des lignes non encore exploitées, ils doivent (V. n° 28) être imputés au compte de premier établissement.

En général, les conventions récentes, notamment celles de 1863 et de 1868-69, stipulent que la Cie, avant de recevoir un *payement*, devra justifier de l'emploi, sur la ligne à laquelle s'applique la subvention, en achats de terrains

---

(1) Voici un exemple :

La convention du 1er mai 1863 a concédé à titre définitif (art. 1er) à la Cie P.-L.-M. le chemin de fer de Thonon à Collonges avec une subvention (art. 2) de 13.000.000 fr., convertie en 92 annuités au taux de 4 1/2 p. 100, versables par fractions semestrielles, dont la première échéait le 1er mai 1865. Ce chemin comprend deux sections : celle d'Annemasse à Collonges à laquelle la subvention s'applique pour 6.000.000 fr. (convention du 18 juillet 1868, art. 4, § dernier) ; celle de Thonon à Annemasse à laquelle la subvention s'applique pour le reste, c'est-à-dire pour 7.000.000 fr.

D'après l'exposé du projet de la loi du 18 juillet 1868 (*Moniteur* du 18 juin 1868, page 872, colonne 2), en 1868 les travaux étaient en cours d'exécution entre Thonon et Annemasse, mais n'avaient pas été commencés sur la section d'Annemasse à Collonges. La concession de cette dernière section a été éventuellement annulée par l'art. 3, § 3, de la convention du 18 juillet 1868 et n'a été rétablie que par la loi du 23 mars 1874 (art. 2, § 6) qui l'a déclarée définitive ; cette loi a aussi rendu définitive (art. 2, § 1er) la concession d'Annemasse à Annecy que la convention du 18 juillet 1868 (art. 3, § 3) avait substituée éventuellement à celle d'Annemasse à Collonges. Ainsi jusqu'au 23 mars 1874 la section d'Annemasse à Collonges n'avait pas été commencée.

Or, d'après les budgets (par exemple celui de l'exercice 1874, page 1135) la Cie P.-L.-M. a touché depuis le 1er mai 1865, les annuités de la subvention de 6.000.000 fr. attribuée à cette section.

Les conventions (notamment celle du 18 juillet 1868, art. 4, § dernier) ne paraissent pas autoriser en droit strict pour ces annuités une revendication spéciale de l'État contre la Cie.

ou en travaux et en approvisionnements sur place, d'une somme égale au double ou au montant de ce payement, mais elles ne prescrivent pas de restriction analogue pour les annuités.

§ 3. — SURVEILLANCE PAR L'ÉTAT DE LA GESTION FINANCIÈRE DES COMPAGNIES.

36. *Contrôle des comptes et des emprunts.* — L'examen de la comptabilité des Compagnies est l'objet des dispositions suivantes.

Les conventions (notamment celles de 1858-59) obligent les compagnies à justifier envers l'État : 1° des frais de construction, 2° des frais annuels d'entretien et d'exploitation, 3° des recettes. Sur ces justifications se basent chaque année les avances à faire par l'État, les remboursements de ces avances par la Cie, le partage des bénéfices. Les règles en cette matière ont été établies par des décrets d'administration publique, déjà mentionnés (n° 28), rendus en 1863 et en 1868.

Les cinq règlements rendus en 1863 diffèrent peu les uns des autres ; mais le sixième, rendu en 1868, diffère assez notablement des premiers ; plusieurs de leurs dispositions ont été modifiées par les conventions de 1868-69.

Ils soumettent (en leurs titres IV) tous les actes de la gestion financière de chaque Compagnie à la surveillance d'un *Inspecteur général des chemins de fer* que désigne chaque année le Ministre des Travaux publics, et qui a pour la surveillance dont il est ici traité des attributions analogues à celles qui incombaient aux anciens commissaires royaux des chemins de fer (1).

(1) Les commissaires royaux dénommés aux articles 43, 45, 49, 51, 52, 53, 54 et 59 de l'ordonnance du 15 novembre 1846 ont été

La Compagnie doit, à toute époque, communiquer au fonctionnaire ainsi institué auprès d'elle les registres de ses délibérations, ses livres-journaux, sa correspondance et tous les documents qu'il juge nécessaires pour constater la situation active et passive de l'entreprise ; il a le droit d'assister à toutes les séances de l'assemblée générale de la Compagnie.

Les règlements antérieurs à 1863 donnaient en outre à ce fonctionnaire ou au commissaire royal, pour les compagnies qui avaient obtenu des garanties de l'État, le droit de vérifier les ateliers, magasins, dépôts de matières et valeurs de toute nature, y compris les deniers en caisse et les effets en portefeuille; s'il croyait reconnaître que des faits de gestion quelconques étaient inutiles ou frustratoires, il pouvait provoquer la réunion du Conseil d'administration pour lui présenter des observations (1); il exerçait une surveillance spéciale sur l'acquittement des charges de la Compagnie relative aux obligations (2). Ces diverses attributions ont été retranchées des règlements de 1863 ; mais elles ont été établies à l'égard de la Compagnie du Nord par le règlement de 1868 (en son titre IV).

En outre la comptabilité des Compagnies est soumise à la vérification périodique de l'*Inspection générale des finances* qui a pour l'accomplissement de cette mission tous les droits dévolus à l'Inspecteur général des chemins de fer relativement à la communication des documents financiers de la Compagnie.

---

supprimés par un arrêté du ministre des travaux publics en date du 20 mars 1848.

Les inspecteurs généraux des chemins de fer ont été institués par un décret du 17 juin 1854 qu'ont modifié des décrets du 13 mai 1863 et du 22 juin 1863.

(1) V. les articles 1 et 2 de l'ordonnance royale du 20 octobre 1843 pour la Cie d'Orléans.

(2) V. le titre II du décret du 10 mars 1855 pour la Cie de Lyon à la Méditerranée.

La Compagnie est tenue d'adresser chaque année au Ministre des Travaux publics, dans les trois premiers mois, le budget de ses dépenses et de ses recettes pour l'exercice commençant le 1er janvier suivant et, dans les quatre premiers mois, les comptes des dépenses et des recettes de l'exercice précédent.

Le Ministre soumet les comptes de la Compagnie à l'examen d'une *commission de contrôle* instituée par lui pour chaque compagnie, qui se compose d'un conseiller d'État président, et de six membres dont trois sont au choix du Ministre des Finances : ordinairement le Ministre des Travaux publics désigne par commission un président de section au Conseil d'État ou un conseiller, deux inspecteurs généraux des Ponts et Chaussées et un inspecteur général des Mines; le Ministre des Finances désigne un conseiller maître de la Cour des comptes, un Inspecteur général des Finances et un haut fonctionnaire de son ministère. Cette commission est assistée d'Inspecteurs des finances. Elle a le droit de se faire présenter par la Compagnie tous les documents qu'elle juge nécessaires, et de se transporter par elle-même ou par ses délégués dans tous les bureaux, ateliers et gares de la Compagnie. Elle vérifie l'exactitude et la régularité des comptes, le classement des recettes et des dépenses à l'ancien ou au nouveau réseau, au premier établissement ou à l'exploitation; elle examine si les dépenses ont été faites dans un but d'utilité et pour l'entreprise du chemin de fer concédé à la Cie. Elle rejetterait les frais frustratoires et ceux qui constitueraient une pure libéralité. Elle adresse son rapport au Ministre des Travaux publics qui, après avoir communiqué ce document à son collègue des finances, arrête les comptes.

Comme la vérification complète demande une étude approfondie, le Ministre des Travaux publics peut dès la fin de chaque année, sur le rapport de la commission et

l'avis du Ministre des Finances, faire délivrer à la Compagnie par le Trésor une avance provisoire. S'il résulte du règlement définitif des comptes que cette avance a été trop considérable, la Cie rembourse l'excédant avec intérêt à 4 p. 100.

La forme des obligations à émettre par les Compagnies, la quotité, le mode de négociation et les conditions de chaque émission partielle doivent être préalablement approuvées par le Ministre des Travaux publics.

La Compagnie peut déférer au Conseil d'État par la voie contentieuse les règlements de compte arrêtés par le ministre.

37. ***Frais de contrôle.*** — Outre la surveillance ainsi organisée pour la comptabilité des Compagnies, la construction et l'exploitation des chemins de fer sont l'objet de deux services de *contrôle administratif :* le contrôle de la construction et celui de l'exploitation. Les frais du contrôle et les traitements spéciaux des fonctionnaires qui l'exercent sont supportés par les Compagnies. Afin d'y pourvoir, elles sont tenues de verser annuellement à la caisse centrale du Trésor public, par kilomètre définitivement concédé, 50 francs pour les sections non encore ouvertes et 120 fr. pour les sections exploitées (1); cette dernière somme pourra être élevée à 150 francs, la Compagnie préalablement entendue (2).

Sur le budget pour 1870 l'article contrôle et surveillance des chemins de fer, figurait en recette et en dépense pour 2.390.000 fr. (3)

(1) Art. 67 des cahiers des charges cités au n° 2.
(2) Conventions de 1858-59.
(3) *Budget* pour 1870, page 826.

§ 4. — Résumé.

38. — Le régime financier existant à la fin de 1869 entre l'Etat et les six Compagnies principales peut se résumer ainsi. Pour chaque Compagnie l'excédant des frais et des charges des lignes onéreuses sur les recettes de ces lignes est payé au moyen des gains donnés par les lignes fructueuses et d'allocations de l'État. Le capital apporté par la Compagnie se divise en deux parties : l'une, capital sociétaire ou actions, touche des revenus qui, maintenant ou dans l'avenir, pourront croître avec la prospérité du réseau et celle du pays ; l'autre, capital emprunté ou obligations, reçoit un intérêt fixe. L'État, par sa garantie qui durera jusqu'à 1915 (1914 pour l'Est), attribue à la première un produit rémunérateur et donne à la seconde sécurité. Toutefois cette garantie se limite à une annuité de 0,0465 sur les dépenses admises pour l'établissement du nouveau réseau, diminuée du produit net de ce réseau et d'un gain déversé de l'ancien sur le nouveau réseau : elle laisse le surplus des risques à la charge du capital sociétaire ; les avances qu'elle motive sont remboursables par la Compagnie avec intérêt simple à 4 p. 100. Lorsque les bénéfices de l'exploitation seront arrivés à un point satisfaisant, l'excédant sera partagé par moitié entre l'État et les actionnaires. Outre les prêts variables de la garantie, l'État alloue à la Compagnie des subventions non sujettes à restitution et fixes : dans les traités récents il s'est réservé la faculté d'acquitter celles-ci, suivant les circonstances, soit en travaux exécutés par lui avec les fonds du Trésor, soit en sommes réparties sur quelques années, ou en annuités courant jusqu'à la fin des concessions, soit même en travaux exécutés par lui avec des fonds empruntés par la Compagnie et qu'il lui rendra à court ou à long terme suivant le mode précédent. L'État assure le jeu de ces

combinaisons au moyen d'un contrôle multiple dont l'action, afin de maintenir la Compagnie dans la régularité et dans la probité, peut aboutir pour les projets et les travaux à la défense ou à l'injonction d'exécuter, pour les tarifs et les emprunts à l'interdiction, pour les dépenses au rejet hors des comptes tenus entre l'État et la Société, pour le personnel de la Cie à la révocation et au renvoi devant les tribunaux, pour l'entreprise même à des amendes, au séquestre et à la déchéance.

CHAPITRE II.

Modifications partielles apportées aux conventions depuis 1869 jusqu'à la fin de 1874.

---

39. — Les traités conclus en 1868 et en 1869 entre l'État et les six Compagnies principales ont reçu des modifications : nous allons résumer ces changements ; en même temps l'examen des deux lois, l'une de 1873, l'autre de 1874, qui en ont décidé les principaux, servira d'exemple pour l'application, à des cas divers, des règles indiquées dans le chapitre précédent.

Convention du 8 janvier 1871. *Nord.* — Par une convention du 8 janvier 1871, la Compagnie du Nord a été autorisée à porter au compte de premier établissement du nouveau réseau les insuffisances de recette de ce réseau qui se produiraient pour les années de 1870 à 1875, et à ne pas faire appel à la garantie de l'État pour ces déficits.

40. *Loi du* 15 *juin* 1872. *Nord.* — Une loi du 15 juin 1872 a concédé à la Cie du Nord sans subvention ni garantie d'intérêt un réseau spécial comprenant les lignes de Monsoult à Amiens. . . . . 106 kil.
Cambrai vers Dour. . . . . 50 —
Ensemble. . . . . 156 kil. (1)

---

(1) Ces longueurs sont extraites de la *Statistique centrale au* 31 *décembre* 1873 (pages 7 et 12). Cette statistique porte en outre au réseau spécial du Nord 2 kilom. « de la gare d'eau de Saint-Ouen

Pour ces lignes, l'excédant du produit net moyen sur 13.000 francs par kilomètre sera partagé entre l'État et la Compagnie.

41. *Loi du 17 juin 1873. Est.* — Par le traité de Francfort l'État s'était obligé à reprendre à la Compagnie de l'Est et à céder à l'Allemagne une partie des lignes de cette Compagnie. Le réseau de l'Est a été reconstitué par une loi du 17 juin 1873, dont on va lire les principales dispositions relevées sur le texte de la loi, la convention qu'elle ratifie et les documents législatifs qui la concernent (1). Les lignes de l'Est cédées à l'Allemagne ont pour longueurs :

Ancien réseau.	464 kil.	(entièrement exploités).
Nouveau réseau. . . .	376 —	(dont 279 kil. exploités, 97 kil. en construction ou à construire).
Total. . . .	840 kil.	

La concession du chemin de fer de Remiremont à Mulhouse (qu'avait rendue définitive un décret du 5 août 1870) est annulée, de même que la concession des parties non encore construites des lignes de Niederbronn à Thionville et de Belfort à Guebwiller ; ces trois annulations s'appliquent à 139 kilomètres situés tant sur le territoire devenu allemand que sur le territoire resté français et à 27.310.000 fr. de subventions (2), qui sont transférées sur les nouvelles concessions faites à la Compagnie.

au chemin de Ceinture » et donne ainsi à ce réseau une longueur totale de 158 kilom.

(1) Exposé du projet de loi, *Journal officiel* du 13 janvier 1873 : — Rapport de la commission parlementaire, *Journal officiel* du 19 avril 1873.

Discussion législative, *Journal officiel* des 28 et 29 mai, 10, 12, 13, 14, 15, 17, 18 juin 1873.

Loi, *Journal officiel* du 21 juin 1873.

(2) Voici un tableau indiquant les longueurs des concessions

Ces nouvelles concessions sont attribuées au nouveau réseau et ont une longueur de 358 kil. (1).

Elles sont évaluées à une dépense de 102.600.000 fr.
qui, si l'on en déduit les subventions
transférées à ces lignes. . . . . 27.310.000 fr.,

se réduit à. . . . . 75.290.000 fr.
sur lesquels l'État garantit à la Compagnie un revenu net de 4^{f},65 p. 100 aux conditions résultant des conventions antérieures (telles qu'elles sont indiquées au n° 14 du

---

annulées et les subventions correspondant à ces longueurs :

LIGNES.	CONCESSIONS ANNULÉES			SUBVENTIONS correspondantes.
	sur territoires		totales.	
	allemand.	français.		
	kil.	kil.	kil.	fr.
THIONVILLE-NIEDERBRONN. . . .	59	»	59	10.510.000
BELFORT-GUEBWILLER.	12	»	30	720.000
	»	18		1.080.000
Ensemble.	71	18	89	12.310.000
REMIREMONT-MULHOUSE.	13	37	50	15.000.000
Totaux.	84	55	139	27.310.000

Ces nombres, empruntés à la convention de 1873, articles 1, 2, 3, et à la *Statistique centrale* au 31 décembre 1873 (page 86), ne sont pas entièrement d'accord avec ceux que donne le rapport présenté par le conseil d'administration de la Compagnie de l'Est à l'assemblée des actionnaires de 1874 (page 119); notamment, pour la partie en question de Thionville-Niederbronn, ce rapport donne 42 kil. au lieu des 59 kil. portés à l'article 1er de la convention.

Si aux 84 kil. de concessions annulées sur territoire allemand, on joint 13 kilomètres de la ligne de Reims à Metz, en construction suivant ce même rapport quand ils ont été cédés à l'Allemagne, on obtient les 97 kil. indiqués plus haut dans le texte.

(1) *Statistique centrale* au 31 décembre 1873, page 86.

chapitre Ier). Ces lignes doivent être terminées dans des délais variant de 5 à 8 ans, à partir du 1er janvier 1873.

On continuera de calculer le *revenu réservé* comme avant la guerre de 1870 en comprenant dans le compte les lignes cédées et celles qui sont maintenant situées sur le territoire français (1).

La Compagnie recevra une rente annuelle sur l'État de 20.500.000 francs, considérée comme équivalente à un capital de 325 millions, dont elle jouira depuis le 18 mai 1871 jusqu'à la fin de la concession. D'après la convention du 17 juin 1873, interprétée par la discussion de ce texte dans l'Assemblée nationale, on prélèvera sur la rente

de.	20.500.000 fr.
une somme de. . . . . égale à l'annuité qui, payée jusqu'à la fin de la concession, acquitterait les 27.310.000 fr. de subventions reportés des concessions annulées aux concessions nouvelles.	1.263.310
Le reste qui est de	19.236.690 fr.

se divisera en deux parties : la première, égale à l'intérêt et à l'amortissement du capital de premier établissement des lignes du nouveau réseau cédées à l'Allemagne, sera ajoutée aux recettes de ce réseau ; la deuxième ou le surplus de la rente s'ajoutera aux recettes de l'ancien réseau et entrera dans la composition du revenu réservé (2).

L'État fait remise à la Compagnie, dans le rapport $\left(\frac{464}{994}\right)$ du nombre de kilomètres de l'ancien réseau cédés à l'Allemagne à la longueur totale de ce réseau, des sommes

(1) Article 10 de la convention du 17 juin 1873. Voyez aussi les rapports présentés par le conseil d'administration de la Cie de l'Est à l'assemblée générale des actionnaires en 1873 (page 61) et en 1874 (page 104).

(2) La page 111 du rapport présenté en 1874 aux actionnaires de l'Est par le conseil d'administration énonce (note 1) que l'annuité

(95.377.216 fr. environ) (1), qu'elle aura reçues de lui jusqu'à la fin de l'exercice 1871 à titre d'avances motivées par la garantie, et des intérêts (10.839.866 fr.) de ces sommes. Cette remise équivaut à 44.522.084 fr. de principal et 5.060.049 fr. d'intérêts, en tout 49.582.133 fr.

L'État et la Compagnie se partageront les bénéfices par moitié au delà d'un produit net de 8 p. 100 sur le capital d'établissement de l'ancien réseau et de 6 p. 100 sur celui du nouveau réseau, en y comprenant les lignes situées tant sur territoire français que sur territoire allemand, et en comptant dans les produits nets de chaque réseau les fractions correspondantes de la rente de 20.500.000 fr.

42. *Conséquences de cette loi.* — Les modifications apportées par cette loi aux principaux résultats indiqués dans le

---

de 20.500.000 fr. se répartit pour l'exercice 1873 de la manière suivante :

	francs.	
« Ancien réseau.	17.648.093,49	
« Nouveau réseau.	1.981.773,92	Ensemble 2.220.251f,51
« Lignes en exploitation « partielle. (Premier « établissement). . . .	229.115,94	
« Ligne de Sarreguemines « à Sarrebruck.	9.361,65	
« Annuité représentant « la subvention de « 27.310.000 fr. applicable aux nouvelles « concessions (2e semestre 1873).	631.655f,00 = (½ de 1.263.310 fr.).	

(1) La remise faite à la compagnie est ainsi évaluée en principal et en intérêts par l'exposé des motifs et le rapport législatif concernant la loi de 1873. (Voyez *Journal officiel* du 13 janvier 1873, page 230, col. 1re, et du 19 avril 1873, page 2662, col. 1re.) Toutefois elle ne pourra être exactement déterminée que lorsque la commission de contrôle (voyez n° 36) aura achevé l'examen des recettes et des dépenses de l'exercice 1871. (Voyez rapport du conseil d'administration à l'assemblée générale des actionnaires de l'Est en 1874, page 45.)

chapitre I[er] pour la Compagnie de l'Est peuvent se résumer de la manière suivante :

(*Tableau* n° 8.)

Les longueurs actuellement concédées sur territoire français sont :

Ancien réseau	533 kil.
Nouveau réseau	2.099 —
Ensemble	2.632 kil. (1).

Les longueurs totales des lignes qui sont ou avaient été concédées tant sur territoire allemand que sur territoire français (excepté celle de Remiremont à Mulhouse) et les évaluations correspondantes de dépenses à la charge de la Compagnie, données qui servent aux calculs pour la garantie et le partage des bénéfices, sont :

			francs.
Longueur de l'ancien réseau	994 kil.	évalué	325.000.000
Id. du nouveau réseau	2.481 —	*id.*	940.290.000
Ensemble	3.475 kil.	*id.*	1.265.290.000 (2)

(*Tableau* n° 9.)

Le déversoir reste (colonne *k*). . . . . 29.100 fr.;
à l'achèvement des lignes actuellement concédées sur territoire français et des travaux complémentaires *limités*,

il aura été élevé de
- 58 fr. × 40 pour les travaux complémentaires *limités* de l'ancien réseau (voir n° 11). . . . . 2.320 fr.
- 11 fr. × 75,290 pour concessions nouvelles de 1873 (n° 14). 828
- Ensemble. . . . . . 3.148 fr.

(1-2) Des explications sur ces chiffres sont données par la note annexe III, à la fin de la présente étude.

Reports. . . . . . . 3.148 fr. 29.100 fr.

abaissé de 2 fr. par kilomètre (n° 10) { des concessions annulées en 1873. . . . . 89 kil. (Thionville à Niederbronn, Belfort à Guebwiller), et des lignes en construction cédées à l'Allemagne. . 13 kil. (Reims à Metz).
Ensemble. . . . 102 kil.

ce qui ferait 2 fr. × 102 = . . . 204

De là résulte un relèvement final de. 2.944 2.944

portant le déversoir définitif à. . . . . 32.044 fr.

(*Tableau* n° 15.)

Le maximum des dépenses prévues à la charge de la Compagnie, en lignes concédées et travaux complémentaires *limités*, pour l'ancien réseau reste (colonne *d*). . . . . 365.000.000 fr.
et pour le nouveau réseau (colonne *e*) devient. . . . . 865.000.000 fr.
plus. . . . 75.290.000
Ensemble. . . . . 940.290.000 fr. 940.290.000

Ce qui donne pour les deux réseaux un total de 1.305.290.000 fr.

(*Tableau* n° 16.)

Pour ces maxima en capital, le revenu réservé sera de (colonne *j*). . . . . 31.232.000 fr.
plus 0,011 × 75.290.000 fr. 828.190
Total. . . . . . 32.060.190 fr. 32.060.190 fr.

Le revenu garanti sera (colonne *k*). 40.222.500 fr.
plus 0,0465 × 75.290.000 fr. 3.500.985
Total. . . . . 43.723.485 fr. 43.723.485

L'ensemble du revenu réservé et du revenu garanti sera donc. . . . . 75.783.675 fr.

(*Tableau* n° 17.)

L'avance de l'État pour garantie cessera quand le produit net total des lignes cédées à l'Allemagne et des lignes demeurées fran-

çaises, y compris la rente de 19.236.690 francs représentant les recettes nettes des premières, sera égal à l'ensemble du revenu réservé et du revenu garanti; du maximum assigné à cet ensemble. . . . . 75.783.675 fr.
retranchons la rente. 19.236.690
il reste. . . . . . . 56.546.985 fr.

Si l'on suppose effectuées les dépenses de premier établissement prévues, l'avance de l'État cessera quand le produit net total des lignes demeurées françaises sera égale à ce reste, c'est-à-dire quand le produit net kilométrique sur l'ensemble de ces lignes sera

$$\frac{56.546.985 \text{ fr.}}{2.632 \text{ kil.}} = 21.484 \text{ francs.}$$

(*Tableau* n° 20.)

Après l'achèvement de toutes les dépenses de premier établissement prévues, la limite du produit net total (colonne *c*). . . . . 81.100.000 fr.
au-dessus de laquelle les bénéfices doivent être partagés entre l'État et la Compagnie sera relevée de 6 p. 100 sur 75.290.000 francs ou. 4.517.000
et deviendra. . . . . 85.617.400 fr.

(*Tableau* n° 21.)

De cette somme retranchons la rente. . . . . . . 19.236.690 fr.
au moment où commencera le partage, le produit net total des lignes situées sur territoire français sera égal au reste. . . . . 66.380.710 fr.
et le produit kilométrique de ces lignes sera

$$\frac{66.380.710 \text{ fr.}}{2.632 \text{ kil.}} = 25.220 \text{ francs.}$$

(*Tableau* n° 22.)

A la même époque la charge totale des obligations (colonne *f*). . . . . 53.935.000 fr.
aurait augmenté de 75.290.000 fr. × 0,0575 ou. . . 4.329.175
et serait. . . . . 58.264.175 fr.
Cette charge retranchée du produit net ci-dessus. . 85.617.400
laisserait aux actions un revenu net total de. . . . . 27.353.225 fr
et un dividende de

$$\frac{27.353.225 \text{ fr.}}{584.000}, \text{ égal à } 46^{f},837.$$

(*Tableau* n° 23.)

Au total des subventions allouées par l'État à la Compagnie de l'Est en vertu de la convention de 1868 (colonnes *b* et *d*)	190.652.153 fr.
la convention de 1873 ajoute la subvention relative à la ligne de Remiremont à Mulhouse (col. *e*)	15.000.000
ce qui donne un total de	205.652.153
sur lesquels	27.310.000 fr.
sont payés à la Compagnie au moyen d'une annuité de 1.263.310 francs prélevée sur la rente de 20.500.000 francs servie par l'État à la Compagnie.	
Le total des subventions restant à payer par les voies ordinaires est donc	178.342.153 fr.

(*Tableau* n° 24.)

Des subventions allouées à la Compagnie de l'Est par divers intéressés		7.038.864 fr.
doivent être déduites les sommes correspondant aux concessions annulées : d'après l'article 3 de la convention du 1er mai 1863, le département de la Moselle avait voté pour le chemin de Niederbronn à Thionville 1.200.000 francs qui, si l'on adoptait la proportion fixée pour la subvention de l'État par l'article 2 de la convention de 1873, seraient diminués de $\frac{1.200.000 \text{ fr.} \times 59 \text{ kil.}}{153 \text{ kil.}} =$	462.745 fr.;	
pour le chemin de Belfort à Guebwiller, d'après les mêmes textes, la subvention de 20.000 fr. par kilomètre souscrite par divers serait réduite de 30 kil. × 20.000 fr. =	600.000	
Ensemble	1.062.745 fr.	1.062.745 fr.
Resterait		5.976.119 fr.

Voici la comparaison de quelques nombres conformes, d'après les calculs précédents, à la convention de 1873, avec les nombres analogues indiqués dans le chapitre Ier comme résultats de la convention de 1868 :

TAB. 42.

QUANTITÉS COMPARÉES.		NOMBRES RÉSULTANT DES CONVENTIONS DE 1868.	1873
		francs.	francs.
N° 9.	Dividende convenu pour les actions.. .	30,00	0,00
	Déversoir.	29.100,00	29.100,00
N° 17.	Revenu kilométrique à l'époque où cesserait l'avance de l'État pour garantie.	22.924,00	21.484,00
N° 21.	Revenu kilométrique à l'époque où commencerait le partage des bénéfices entre l'État et la Compagnie.. .	26.019,00	25.220,00
N° 22.	Dividende des actions à la même époque.	46,51	46,84

Ces nombres sont de nature à exprimer les principaux effets qu'auront pour les actionnaires et l'État la convention de 1868 et celle de 1873 : on voit que de l'un à l'autre traité ils ne présentent pas de graves différences.

43. *Loi du 23 mars 1874. Midi, Orléans, Paris-Lyon-Méditerranée.* — Une loi intéressant les Compagnies du Midi, d'Orléans et Paris-Lyon-Méditerranée a été votée par l'Assemblée nationale le 23 mars 1874 (1).

Pour la Compagnie du Midi elle rend définitives les concessions éventuelles :

	lignes.	kil.		francs.		francs.
(1°) Nouveau réseau :	d'Oloron à Pau	32	Dépense par la Cie.	5.200.000	Subvention de l'État	4.000.000
(2°) Nouveau réseau :	Mazamet à Bédarrieux	73	Dépense par la Cie.	11.000.000	Subvention de l'État	8.500.000
(3°) Nouveau réseau :	Marvejols à Neussargues	84	Dépense par la Cie.	13.000.000	Subvention de l'État	23.500.000
	Totaux.	189		29.200.000		36.000.000

(1) Les chiffres qui suivent sont, en général, tirés du rapport présenté au sujet de cette loi à l'Assemblée nationale par la commission d'enquête sur les chemins de fer (*Journal officiel* des 19 et 20 janvier 1874).

elle ajoute une concession éventuelle

(4°)	Nouveau réseau :	ligne de Pont-de-Mongon à Arvant	48 kil. (environ)	Dépense par la Cie.	francs. 6.000.000	Subvention de l'État	francs. 7.000.000

(5°) elle autorise l'imputation sur le compte d'exploitation de l'ancien réseau d'une avance annuelle maximum de 600.000 fr., résultant d'une garantie d'intérêt sur 20 millions accordée par la Compagnie du Midi à la Compagnie de Girone à Port-Vendres.

Pour la Compagnie d'Orléans, cette loi rend définitive la concession éventuelle :

(6°)	Nouveau réseau :	ligne de Bergerac à la ligne de Périgueux à Agen.	Longueur 35 kil.	Dépense par la Cie.	fr. 4.300.000	Subvention	fr. 8.700.000

Pour la Cie Paris-Lyon-Méditerranée, elle rend définitive la concession éventuelle :

(7°)	Ancien réseau :	ligne d'Annemasse à Annecy.	Longr 54 kil.	Dépense par la Cie.	fr. 6.000.000	Subvention	fr. 14.000.000

et la concession

(8°)	Ancien réseau :	ligne d'Annemasse à Collonges.	Longr 30 kil.	Dépense par la Cie.	fr. 3.000.000	Subvention	fr. 6.000.000

(qui, accordée à titre définitif par la convention de 1863, avait été frappée par la convention de 1868 d'une annulation éventuelle);

en outre la loi du 23 mars 1874 annule la concession

(9°)	Ancien réseau :	ligne d'Annemasse à la frontière suisse.	Longueur 9 kil.	Dépense par la Cie.	fr. 1.000.000	Subvention	fr. 1.500.000

(accordée à titre éventuel par la convention de 1868);

elle rend définitive la concession éventuelle :

(10°)	Nouveau réseau :	ligne de Vichy à Ambert.	Longr 79 kil.	Dépense par la Cie.	fr. 8.800.000	Subvention	fr. 14.000.000

44. *Conséquences de cette loi.* — Les simples transformations (1°, 2°, 3°, 6°, 7°, 10°) de six concessions éventuelles en concessions définitives ne modifient pas les données financières qui ont été indiquées dans le chapitre I. En effet, pour ces concessions éventuelles, les longueurs et les dépenses par les Compagnies étaient comprises dans les tableaux de ce chapitre (notamment aux n°s 4 et 8). Les subventions relatives à ces concessions étaient portées aussi, à titre éventuel, dans les tableaux du même chapitre (notamment au n° 23).

Les nombres de la concession éventuelle (4°) de Pont-de-Mongon à Arvant s'ajoutent aux données correspondantes du chapitre I pour la Compagnie du Midi.

Comparés aux conditions des conventions de 1868-69 (V. tabl. n° 4), les deux changements définitifs (8° et 9°), apportés par la loi de 1874 à deux des lignes partant d'Annemasse, augmentent pour l'ancien réseau Paris-Lyon-Méditerranée la longueur de 30 kil. — 9 kil. = 21 kilomètres,

la dépense totale à la charge de la Cie de 3 millions — 1 million = 2 millions,

la subvention de l'État de 6 millions — 1.500.000 fr. = 4.500.000 francs.

Les diverses subventions accordées par la loi de 1874 sont du 7° type (V. n° 23), sauf celle de la concession (6°) de Bergerac à la ligne de Périgueux à Agen qui est du 8°, et celle de la concession (8°) d'Annemasse à Collonges qui est du 5°.

Le prêt fait par la Compagnie du Midi à la Compagnie de Girone (5°) agira chaque année sur l'avance de l'État à la Compagnie du Midi pour garantie, sur le remboursement de cette avance et sur le partage des bénéfices, comme une augmentation des frais d'exploitation de cette Compagnie ; la restitution du prêt agira sur les mêmes rapports entre l'État et la Compagnie du Midi comme une diminution de ces frais.

45. *Longueurs et évaluations des réseaux des six compagnies principales à la fin de* 1874. — Si l'on introduisait dans les tableaux du chapitre I les changements aux conventions de 1868-1869 relatées par le chapitre II, ces tableaux présenteraient l'état des concessions à la fin de 1874.

Voici le tableau n° 8 (1) ainsi modifié en vue du calcul des déversoirs :

---

(1) Voir la note (1) au bas de la page 485.

TAB. 45.

COMPAGNIES.	PRINCIPALES DONNÉES DES CONCESSIONS A LA FIN DE 1874.					
	LONGUEURS DES CONCESSIONS définitives et éventuelles (A).			CAPITAL DE PREMIER ÉTABLISSEMENT à la charge des Compagnies pour lignes		
	Anciens réseaux.	Nouveaux réseaux.	Totaux.	lignes concédées des anciens réseaux.	lignes concédées des nouveaux réseaux.	Totaux pour [illegible] concédées
a	b	c	d	e	f	g
	kilom.	kilom.	kilom.	francs.	francs.	francs
EST.	533(B)	2.099(B)	2.632	325.000.000(C)	940.290.000(D)	1.265.[illegible]
MIDI.	798	1.825(E)	2.623	295.000.000	462.000.000(F)	757.[illegible]
NORD.	1.174	655	1.829(G)	540.000.000	200.000.000	740.[illegible]
ORLÉANS.	2.020	2.333	4.353	514.000.000	832.000.000	1.346.[illegible]
OUEST.	900	2.013	2.913	425.000.000	719.000.000	1.144.[illegible]
PARIS-LYON-MÉDIT.	4.368(H)	1.755	6.123	2.026.000.000(I)	630.000.000	2.656.[illegible]
Totaux. . . .	9.793	10.680	20.473	4.125.000.000	3.783.290.000	7.508.[illegible]
Si l'on ajoute : VICTOR-EMMANUEL.	»	144	144	»	95.629.712	95.[illegible]
On a les totaux. . .	9.793	10.824	20.617	4.125.000.000	3.878.919.712	8.003.[illegible]

OBSERVATIONS.

(A) Les nombres des colonnes *b* et *c* sont conformes à la *Statistique centrale au* 31 *décembre* 1873 (page 7), sauf les exceptions qui vont être indiquées en (E) et (H). Entre les longueurs indiquées par les *Statistiques centrales aux* 31 *décembre* 1869 et 1873 sont intervenues des rectifications telles que celles qui sont indiquées pour les réseaux P.-L.-M. dans la note-annexe I. — Les nombres de la colonne *b* sont ceux qui servent au calcul du deversoir, sauf pour l'Est.

(B) 533 k. et 2.099 k. sont les longueurs actuellement concédées sur territoire français. Les longueurs qui servent au calcul du deversoir sont les longueurs totales des lignes ayant été concédées tant sur le territoire devenu allemand que sur le territoire resté français (excepté la concession de Remiremont à Mulhouse). Ces longueurs sont :

	kilom.		francs.
Ancien réseau.	994	évalué (C)	325.000.[illegible]
Nouveau — .	2.481	— (D)	940.290.[illegible]
Ensemble. . .	3.475	—	1.265.290.[illegible]

(E) (F). En vertu de la loi du 23 mars 1874 (n° 4[illegible]), la longueur (E) devient 1.777^k + 48^k = 1.825^k, la somme (F) devient 456.000.000^f + 6.000.000 = 462.000.000^f.

(G) Non compris 158^k du réseau spécial (n° [illegible]).

(H) Si au nombre 4.345^k (tab. 8, col. *b*) on ajoute l'augmentation de 21^k calculée au n° [illegible], on obtient 4.366^k, mais le nombre 4.368^k est extrait du rapport de la commission législative sur la loi du 23 mars 1874. (*Journal officiel* du 19 janvier 1874, page 551, col. 3.)

(I) La somme 2.026.000.000^f est fixée par l'article 2 de cette loi ; elle est égale à celle que l'on obtient en ajoutant au capital 2.024.000.000^f (tab. 8, col *e*), l'augmentation de 2.000.000^f calculée au n° 44.

Comparons les totaux présentés par les deux tableaux n° 8 et n° 45 :

Pour les longueurs à la fin de 1869. . . .	21.009 kil.	(col. *d*)
et à la fin de 1874. . . .	20.617 —	—
La réduction est de.	392 —	— ;
Pour les capitaux à la charge des compagnies à la fin de 1869.	7.920.629.712 fr.	(col. *g*)
— 1874.	8.003.919 712 —	—
L'augmentation est de.	83.290.000 —	— .

Ainsi de 1869 à la fin de 1874 la longueur totale concédée sur territoire français a diminué de 392 kilomètres, tandis que l'évaluation des dépenses à la charge des Compagnies pour la construction des lignes croissait de. . . . . francs. 83.290.000

En ajoutant à l'évaluation. 8.003.919.712
celle des travaux complémentaires limités (n° 15) qui n'a pas été modifiée. 379.000.000

on obtient pour total des dépenses à la charge des Compagnies à la fin de 1874. . 8.382.919.712

Toutefois, sur ce total, on peut considérer une somme d'environ 325.000.000 fr. — 27.310.000 fr. ou. 297.690.000
comme remboursée à la Compagnie de l'Est sous la forme d'une rente en 5 p. 100 de 19.236.670 fr. (V. n° 41), ce qui le réduit à 8.085.229.712

46. *Calcul et tableau des déversoirs à la fin de* 1874. — En reportant dans le tableau n° 9 les modifications au tableau n° 8 ainsi présentées dans le tableau n° 45, on obtient pour les déversoirs à la fin de 1874 les résultats suivants :

par une rente de 1.236.510 fr. (voir n° 41) réduit les subventions à servir suivant les types ordinaires (n° 23) à la fin de 1874 pour les

concessions définitives à. . . , ...	1.582.826.951 fr.
id. totales à.	1.589.826.951 fr.
Le total des subventions de divers (tableau 24).	88.563.997 fr.
doit être diminué de la somme.	1.062.475 fr.
correspondant aux concessions de l'Est annulées (n° 42) et se réduit à.	87.501.522 fr.

48. ***Récapitulation des dépenses de construction à la fin de*** **1874.** — Les ressources affectées à la construction des réseaux des six grandes Compagnies à la fin de 1874 (tab. 25) peuvent se récapituler ainsi :

Dépenses à la charge des Cies (n° 45).	8.085.229.712 fr.
Subventions de l'État (n° 47).	1.589.826.951 fr.
Rente de 20.500.000 fr. servie par l'État à la compagnie de l'Est (n° 41).	325.000.000
Subventions de divers (n° 47).	87.501.522
Total.	10.087.558.185 fr.

49. ***Calcul général des tableaux à la fin de*** **1874.** — Les en-tête des tableaux donnés dans le chapitre I après le n° 8 indiquent les calculs à faire pour adapter successivement ces tableaux aux rapports financiers existant entre l'État et les Compagnies à la fin de 1874, et même, tant que les principes maintenant adoptés prévaudront, aux développements que donneront à ces rapports les conventions futures.

50. ***Résumé.*** — En résumé pour la Compagnie de l'Est, dont les événements ont gravement modifié le réseau, les rédacteurs de la convention de 1873 ont cherché à rappro-

cher autant que possible des clauses de 1868 les conditions du nouveau traité; pour les autres Compagnies, à la fin de 1874 les conventions de 1868-69 sont maintenues ou n'ont reçu que de légers changements (1).

(1) La note annexe IV à la fin de la présente étude donne quelques renseignements sur un projet de convention entre l'État et la Compagnie Paris-Lyon-Méditerranée en discussion à la fin de 1874.

CHAPITRE III.

Principaux résultats financiers des conventions.

---

51. — Les deux chapitres précédents ont sommairement exposé les clauses qui à la fin de 1874 règlent les rapports financiers de l'État et des six grandes Compagnies pour l'établissement des voies ferrées : les pages suivantes indiqueront les principaux résultats de ces clauses.

§ 1er. — Avances de l'État aux compagnies en vertu de la garantie.

52. *Discours de M. de Franqueville du 27 juin 1865.* — A la suite de concessions nombreuses de lignes secondaires faites en 1857 aux grandes Compagnies, ces sociétés craignirent en 1858 de voir leur crédit atteint : l'État conclut alors avec elles les conventions de 1858-59 par lesquelles il leur accorda une garantie générale pour le capital des nouveaux réseaux.

Une avance pour cette garantie figura en dépense au budget de 1865 : à ce sujet M. de Franqueville, Directeur général des ponts et chaussées et des chemins de fer, prononça au Corps législatif, le 27 juin 1865, un discours dans lequel il exposait les suites qu'auraient probablement de 1863 à 1884 les engagements contractés sur ce point par l'État, et les calculs sur lesquels étaient basées ces prévisions (1).

---

(1) *Moniteur* du 28 juin 1865, page 916.

53. — Ces calculs étaient établis sur le nombre de kilomètres que l'on devait mettre chaque année en exploitation, et sur l'augmentation future des recettes de l'ancien et du nouveau réseau. On admit que les produits nets des lignes alors exploitées recevraient en chaque année, depuis 1865 inclusivement, un accroissement régulier, d'abord égal ou un peu inférieur à celui qu'ils recevaient en moyenne avant cette date, puis moindre, — que chaque ligne nouvelle, à partir de son ouverture, donnerait un produit net faible à l'origine, croissant rapidement dans les premières années, moins promptement dans les suivantes. Sur ces données on a dressé le tableau des revenus futurs des lignes existantes, on y a juxtaposé celui des revenus des lignes projetées, on a combiné pour chaque année les nombres de ces deux tableaux. De ce calcul on a déduit que la Compagnie du Nord et la Compagnie Paris-Lyon-Méditerranée ne recourraient pas à la garantie, que pour les quatre autres Compagnies le produit net recevrait les augmentations annuelles suivantes :

Est. . . .	de 1865 à 1868	ancien réseau.	2 1/2 p. 100
		nouveau réseau.	3 1/2 p. 100,
	de 1867 à 1871	ancien réseau.	2 —
		nouveau réseau.	3 — ,
	de 1872 à 1875	ancien réseau.	1 1/2 —
		nouveau réseau.	2 1/2 — ;
Midi. . .	de 1865 à 1875	ancien réseau.	5 à 4 —
		nouveau réseau.	5 à 4 — ;
Orléans.	—	ancien réseau.	2 1/2 à 2 —
		nouveau réseau.	5 — ;
Ouest.	—	ancien réseau.	2 1/2 —
		nouveau réseau.	2 1/2 — ;
Ensemble des deux réseaux pour les quatre compagnies en 1875.			2 — ,
de 1876 à 1885.			1 1/2 — .

Pour chaque année, en retranchant du revenu garanti au nouveau réseau le total formé par le produit net de ce

réseau et par la somme déversée de l'ancien réseau, on a obtenu le montant des avances à faire par l'État.

54. — L'orateur prévoyait ainsi que ces avances cesseraient en 1884, et qu'en 1885 commencerait le remboursement par les Compagnies, que le chiffre total des avances de l'État s'élèverait à 568 soit 600 millions, dont les termes successifs ramenés à leur valeur en 1865 se réduisaient à 400 millions. Il exprimait sur les perturbations auxquelles seraient dans l'avenir exposés ces chiffres des réserves expresses : « Il est évident, disait-il, que personne ne sau« rait avoir la prétention de connaître les résultats que « pourra donner dans quelques années l'exploitation des « chemins de fer, et par conséquent les calculs que nous « pouvons vous soumettre en ce moment ne constituent « qu'une appréciation personnelle qui ne saurait engager « aucune responsabilité. »

55. *État C (du 23 janvier 1866)* (1). — En 1866 l'administration a publié le résultat de ces calculs sous forme de tableau dans les circonstances suivantes. Une loi rendue le 11 juillet 1866 affectait (art. 1er) à la caisse d'amortissement la nue propriété des voies ferrées dont la jouissance a été concédée et doit faire retour à l'État. Elle plaçait dans la dotation annuelle de cette caisse (art. 2) le produit de l'impôt du dixième sur le prix des places et sur le transport des marchandises en chemin de fer, et les sommes à provenir du partage des bénéfices entre l'État et les Compagnies. En même temps elle chargeait la caisse (art. 4) de faire l'avance des sommes que l'État s'est engagé à payer à ces compagnies à titre de garantie et qui étaient précédemment imputées sur le budget extraordinaire du Ministère des Travaux publics; le recouvrement ultérieur de ces avances et des intérêts à 4 p. 100 devait

(1) Voir la note (1) au bas de la page 485.

venir en accroissement des ressources attribuées à la caisse. Au projet de cette loi était annexé un *état C* (1) indiquant année par année à partir de 1867 les sommes qui étaient estimées devoir être affectées aux garanties accordées aux grandes compagnies (y compris le chemin Victor-Emmanuel). Voici ce tableau :

TAB. 55.

ANNÉES.	SOMMES à payer par année.	ANNÉES.	SOMMES à payer par année.
	francs.	*Report.* . .	francs. 318.000.000
1867	31.000.000	1876	32.000.000
1868	31.000.000	1877	28.000.000
1869	26.000.000	1878	25.000.000
1870	26.000.000	1879	21.000.000
1871	41.000.000	1880	17.000.000
1872	41.000.000	1881	14.000.000
1873	43.000.000	1882	11.000.000
1874	42.000.000	1883	6.000.000
1875	37.000.000	1884	1.000.000
A reporter.	318.000.000	Total. . . .	473.000.000

56. *Évaluations budgétaires des avances de* 1868 à 1875. — Jusqu'à présent les chiffres de l'état C ont servi dans la préparation du budget à évaluer le crédit à ouvrir pour la garantie d'intérêt. On a considéré la somme portée sur cet état en regard de chaque année comme représentant l'insuffisance de produits nets subie par la Compagnie pendant l'exercice précédent et par conséquent l'avance de l'État exigible dans l'année même, on l'a comparée aux prévisions des Compagnies basées sur les résultats récents de leur

(1) *Moniteur* du 28 janvier 1866, page 95.

exploitation, et de ce rapprochement on a déduit la demande de crédit à porter au budget (1).

Voici les demandes ainsi faites par les budgets de 1868 à 1875 et, en regard, les sommes prévues par l'état C :

	DEMANDES des budgets.	SOMMES portées à l'état C.
	francs.	francs.
Budget pour 1868 (p. 384, 389)	31.000.000	31.000.000
Id. 1869 (p. 390, 395)	31.000,000	26.000.000
Id. 1870 (p. 384, 389)	26.000.000	26.000.000
Id. 1871 (p. 436, 439)	41.000.000	41.000.000
Le budget pour 1872 (p. 1047) demande seulement une annuité de	2.000.000	
Mais le budget pour 1873 (p. 1084) évalue les sommes principales imputables		
sur 1872 à	35.000.000	41.000.000
sur 1873 à	35.000.000	43.000.000
Le principal des avances exigibles sur les deux années suivantes est évalué par le		
budget pour 1874 (p. 1122) à plus de	40.000.000	42.000.000
id. 1875 (p. 1089) à	40.000.000	37.000.000

57. *Montants réels des avances depuis* 1863 *jusqu'à* 1874. — Le tableau suivant montre quelles ont été effectivement depuis 1863 les insuffisances annuelles des produits nets : de 1863 à 1870 il indique les sommes vérifiées par les commissions de contrôle et définitivement arrêtées, de 1871 à 1873 il porte les sommes demandées par les Compagnies, mais non encore réglées.

(1) Ce procédé est expliqué dans divers budgets, notamment dans celui de 1873, page 1084.

TAB. 57.

GARANTIE D'INTÉRÊT.

SOMMES RÉGLÉES OU DEMANDÉES PAR LES COMPAGNIES AU 31 DÉCEMBRE 1874 POUR INSUFFISANCE PENDANT LES EXERCICES CI-DESSOUS INDIQUÉS (A).

EXERCICES. *a*	EST. *b*	OUEST. *c*	ORLÉANS. *d*	MIDI. *e*	VICTOR-EMMANUEL. *f*	TOTAL. *g*	TOTAUX. *h*
	Sommes réglées.						
	francs.	francs.	francs.	francs.	francs.	francs	francs.
1863					1.492.959	1.492.959	1.492.959
1864	13.958.183				1.409.699	15.367.882	16.860.841
1865	11.613.475	4.917.516	8.866.949	2.115.643	1.169.673	28.683.256	45.544.097
1866	9.633.578	4.948 908	7.560.754	266.802	1.283.178	23.693.220	69.237.317
1867	8.814.340	4.592.652	6.510.568	(—230.069)	1.722.059	21.409.550	90.646.867
1868	9.757.640	5.817.043	13.243.937	(— 41.095)	2.701.953	31.479.478	122.126.345
1869	4.624.116	5.454.803	10.825.081	899.334	3.254.707	25.058.041	147.184.386
1870	21.918.439	9.890.933	18.410.986	9.416.012	2.589.524	62.225.894	209.410.280
Totaux des sommes réglées. . .	80.319.771	35.621.855	65.418.275	12.426.627	15.623.752	209.410.280	
	Sommes demandées par les Compagnies, mais non réglées.						
1871	10.990.000	9.497.970	7.063.128	700 000	2.533.216	30.784.314	240.194.594
1872	3.500.000	13.279.307	10.258.463	4.699.827	2.164.950	33.902.547	274.097.141
1873	3.343.350	18.161.544	17.532.802	2.649,492	2.984.640	44.671.828	318.768.969
Totaux généraux. .	98.153.121	76.560.676	100.272.668	20.475.946	23.306.558	318 768.968	

(A) Ce tableau a été dressé sur des documents manuscrits du ministère des travaux publics · chacune des sommes qui y est portée pour un des exercices de 1863 à 1873 est imputable sur le budget de l'État relatif à l'année suivante.

En 1867 et en 1868, non-seulement la Compagnie du Midi n'a pas recouru à l'avance de l'État, mais elle a pu opérer deux remboursements, l'un de 230.069 fr., l'autre de 41.095 fr., formant une somme de 271.164 fr.

A en juger par les précédents. notamment par les résultats de la vérification de 1870, on pourrait pour 1871, 72 et 73, considérer les demandes des Compagnies comme

différant peu des sommes qui seront définitivement allouées.

58. Comparons pour les exercices de 1866 à 1873 les prévisions de l'état C et les insuffisances effectives :

TAB. 58.

EXTRAIT DE L'ÉTAT C.		INSUFFISANCES effectives des exercices précédent les années ci-contre.
Années.	Prévisions de l'état C.	
	francs.	francs.
1867	31.000.000	23.693.220
1868	31.000.000	21.409.550
1869	26.000.000	31.479.478
1870	26.000.000	25.058.041
1871	41.000.000	62.225.894
1872	41.000.000	30.784.314
1873	43.000.000	33.902.547
1874	42.000.000	44.671.828
Totaux. . . .	281.000.000	273.224.872

On voit que les prévisions ont été dans l'ensemble d'une approximation remarquable. En effet les deux totaux 281 millions et 273.224.872 fr. ne diffèrent que de 7.775.128 fr., ce qui fait environ $\frac{1}{36}$ soit 3 p. 100 du premier. Ce rapprochement témoigne de l'habileté et de la sagacité avec lesquelles a été dressé l'état C. En général les insuffisances ont été inférieures aux prévisions : la seule exception notable concerne l'insuffisance pendant l'exercice 1870, dont le montant évalué par l'état C à 41 millions s'est élevé à 62.225.894 fr.; mais les malheurs de cette année ne justifient que trop un tel écart.

59. *Evaluation, rectifiée en 1874, des avances probables jusqu'en 1890.* — Cependant la date même de l'état C (25 janvier 1866) montre qu'il a été dressé d'après les con-

ventions qui ont précédé 1866. Le régime établi par ces actes a été gravement modifié par les traités conclus depuis entre l'État et les Compagnies. Ainsi, au 31 décembre 1865, les réseaux concédés aux six grandes Compagnies comprenaient à titre définitif ou éventuel 19.632 kil. (1)

et le dernier délai accordé pour l'exécution des concessions définitives expirait en 1873 (2); au 31 décembre 1874 ces concessions comprennent (tab. 45, col. *d*). . . . . 20.617 kil.

la différence est de. . . . . . . 985 kil.

et, si l'on compte les 840 kil. qui ont été cédés à l'Allemagne (V. n° 41), devient. . . . . 1.825 kil.

Le dernier délai d'exécution est reporté à 1881 (3). En outre les évaluations des capitaux de premier établissement pour les lignes qui étaient concédées à la fin de 1865 ont été augmentées par les traités postérieurs.

Ces changements doivent inévitablement augmenter les insuffisances de produits nets prévus en 1866. Une lettre de M. de Franqueville en date du 8 juillet 1874, lue par

(1) *Statistique centrale* au 31 décembre 1865, page 7. Cette longueur est ainsi composée :

Est.	3.088	kilom.
Midi.	2.252	—
Nord.	1.613	—
Orléans.	4.199	—
Ouest.	2.520	—
Paris-Lyon-Méditerranée.	5.817	—
Victor-Emmanuel.	143	—
Total.	19.632	—

(2) *Statistique centrale* au 31 décembre 1865, pages 98-101.

(3) *Statistique centrale* au 31 décembre 1873, page 125-131.

M. Gouin à la tribune de l'Assemblée nationale dans la séance du 16 juillet 1874, contient le passage suivant : « En « ce qui concerne les garanties d'intérêt qui sont présu- « mées devoir être exigibles de 1874 à 1884, elle sont éva- « luées dans l'état C annexé à la loi du 11 juillet 1866 à « 234 millions, ainsi que vous avez pu le constater. A ce « chiffre il faudrait ajouter les garanties des nouvelles « concessions faites en 1868, en 1873 et en 1874. Je pense « qu'on tiendra suffisamment compte de ces éventualités « en ajoutant au chiffre ci-dessus une somme de 66 mil- « lions (1). »

M. Caillaux, Ministre des Travaux publics, dans la même séance, s'exprimait ainsi (2) : « L'honorable M. de Fran- « queville a bien voulu, sur ma demande et sur celle de « M. Gouin, rectifier ses calculs de 1865, et il est arrivé à « constater que le montant des sommes à payer par l'État « jusqu'à l'expiration de ses engagements serait augmenté « d'une somme de 66 millions, qui ajoutée à celle de « 234 millions ferait un total de 300 millions. De telle « sorte que, dans l'état actuel des engagements pris, l'État « aura à payer encore 300 *millions* à titre de garantie d'in- « térêt aux Compagnies de chemin de fer, *en outre des* « 516 *millions* déjà payés. On estime en outre que la durée « des engagements se prolongera jusqu'en 1890, c'est-à-dire « pendant seize ans à partir de cette époque. »

L'administration n'a pas publié le détail des procédés par lesquels a été calculée l'augmentation que doit recevoir l'état C; mais il est probable qu'elle a fait pour les concessions accordées depuis la rédaction de cet état une opération analogue à celle qu'elle avait exécutée en 1865 pour les lignes alors concédées et devant s'ouvrir après cette date, et qu'elle a en outre tenu compte du *service*

(1) *Journal officiel* du 17 juillet 1874, page 4977, col. 2.
(2) — — page 4980, col. 3.

des majorations de capital insérées depuis la même époque dans les conventions.

60. *Créance totale de l'État sur les Cies à la fin de* 1890, *y compris les intérêts.* — La somme de 316 millions indiquée par M. le Ministre comme le montant des avances déjà payées, et qui d'après des rectifications ultérieures est portée maintenant sur le tableau n° 57 à 318.768.969 fr., est le total des insuffisances réelles (1.492.959 fr. + ... + 44.671.828 fr.) pendant les exercices de 1863 à 1873 inclusivement. La somme de 234 millions désignée par M. le Ministre comme le montant des avances à payer en sus, avec addition de 66 millions, est le total des sommes (42.000.000 fr. + 37.000.000 fr. + ... + 1.000.000 fr.) portées par l'état C (n° 55) sur les mêmes lignes que les années 1874 à 1884 inclusivement.

Ces évaluations sont bien inférieures au montant des garanties auxquelles s'est obligé l'État : en effet elles deviennent nulles à partir de 1890, la moyenne des insuffisances de 1863 à 1873 est de $\frac{318.768.969^{fr}}{11}$ =. 28.978.997 fr.

la moyenne des prévisions de 1874 à 1890 est $\frac{300.000.000^{fr}}{17}$ = ... 17.647.058 fr.

tandis que les engagements de l'État pour la garantie s'étendent jusqu'en 1914 pour l'Est, 1915 pour les autres Compagnies, et que d'après les conventions de 1868-69 ils peuvent s'élever jusqu'à un maximun annuel de 184 millions 1/2 (V. n° 16), encore augmenté par les conventions de 1873 et de 1874.

Ainsi l'évaluation générale des avances motivées par la garantie serait :

			francs.		
Pour les années 1863 à 1870.	Sommes réglées. . .	209.410.280			
1871 à 1873.	Sommes demandées par les Compagnies.	109.358.689			
				francs.	
	Ensemble. . .	318.768.969		318.768.969	
1874 à 1890.	Évaluation de l'état C.	234.000.000			
—	— supplémentaire.	66.000.000			
	Ensemble. . .	300.000.000		300.000.000	
					francs.
Total en capital de 1863 à 1890.				618.768.969	618.768.969

Soit 619 millions.

Les intérêts simples à 4 p. 100 dus au Trésor par les Compagnies pour ces avances à la fin de 1890 seraient (le compte en est présenté dans la note-annexe V) :

	francs.		
Pour les sommes réglées de 1863 à 1870.	187.251.936		
Pour les sommes demandées par les Compagnies de 1871 à 1873.	78.182.756		
		francs.	
Ensemble. . .	265.434.692	265.434.692	
Pour les évaluations de 1874 à 1890 d'après l'état C.	120.080.000		
Pour l'évaluation supplémentaire de 66 millions.	31.680.000		
Ensemble. . .	151.760.000	151.760.000	
			francs.
Total en intérêts de 1863 à 1890.		417.194.692	417.194.692

Soit 417 millions.

Total en capital et intérêts à la fin de 1890 des avances de l'État. 1.035.963.661

Soit 1 milliard 36 millions.

Toutefois la créance de l'État sur les Compagnies sera diminuée de la remise faite à la Compagnie de l'Est par la loi du 17 juin 1873 (V. n° 41) et qui au 31 décembre 1890 vaudra approximativement :

		francs.	
En capital.		44.522.084	
En intérêts jusqu'à la fin de 1871. . .	5.060.049		
De 1872 à la fin de 1890.	33.836.784 (1)		
	38.896.833	38.896.833	
Ensemble.		83.418.917	83.418.917
Ce qui réduira la créance de l'État au 31 décembre 1890 à. .			952.544.744

Soit 952 millions 1/2 (2).

61. *Imputations successives, conversion partielle en annuités et payements effectifs des avances.* — De 1868 à 1871 inclusivement les avances de l'État aux Compagnies en vertu de la garantie ont figuré, pour être payées entièrement chaque année, sur le budget du ministère des finances (section IIIe chap. 5), comme dépenses de la caisse d'amortissement (3).

Après l'abrogation de la loi du 11 juin 1866 par une loi du 16 septembre 1871 (4), elles ont été portés au budget du ministère des Travaux publics, où elles figurent depuis 1872 (chap. 44 pour 1872, — 46 pour 1873, 1874 et 1875) (5).

62. — Le budget pour 1872, afin d'expliquer comment au lieu du crédit de 41 millions alloué pour cet objet en 1871, il n'est demandé que 2 millions pour 1872, s'exprime ainsi (6) : « La différence ci-dessus s'explique par

(1) Ces intérêts seront égaux à 44.522.084 fr. × 0,04 × 19 ans = 33.836.784 fr.

(2) La note-annexe V, dans sa 2e partie, présente un autre mode d'évaluation qui réduirait, à la même date, cette créance à 891 millions.

(3) *Budget* pour... 1868, pages 384, 389. — 1869, — 390, 395. — 1870, — 384, 388. — 1871, — 436, 439.

(5) *Budget* pour... 1872, page 1047. — 1873, — 1084. — 1874, — 1122. — 1875, — 1089.

(4) Loi portant fixation du budget rectificatif de 1871, art. 22.

(6) *Budget* pour 1872, page 1046.

« ce fait que les Compagnies auxquelles sera due en 1872 « la garantie de l'État ont consenti à s'en couvrir au moyen « de l'émission d'obligations dont l'État payerait l'intérêt « et l'amortissement. On calcule que dans ces conditions « la charge du budget en 1872 serait de « 2 millions. . . . . 2.000.000 fr. »

Le budget pour 1873 a proposé de subvenir par le même procédé à la garantie de l'État en cette année, et demandé à cet effet un crédit de (1). . . . 4.000.000 fr.

Les budgets de 1872 et 1873 ont été approuvés sur ce point par l'Assemblée nationale, et le Ministère des Finances a été autorisé à s'entendre avec les Compagnies de chemins de fer pour la conversion.

Le tableau suivant présente un exemple des conséquences de ce mode de payement; il indique la somme portée à l'état C (tab. 55) pour garantie d'intérêt par année de 1874 à 1884, les annuités spéciales que coûteraient au taux aujourd'hui modéré de 5,75 p. 100 l'intérêt et l'amortissement des obligations que les C[ies] émettraient pour se procurer cette somme et le produit de chacune de ces annuités par le nombre de fois qu'elle aurait été payée à la fin de 1884.

---

(1) *Budget* pour 1873, page 1084.

TAB. 63.

ANNÉES.	NOMBRE d'années à courir jusqu'à 1884.	SOMME présumée due pour chaque année par l'état C pour garantie d'intérêt.	ANNUITÉ spéciale pour cette somme c × 0,0575	PAYEMENTS pour ces annuités faits par l'État jusqu'à la fin de 1884. (b × d)	OBSERVATIONS.
a	*b*	*c*	*d*	*e*	*f*
		francs.	francs.	francs.	
1874	10	42.000.000	2.415.000	24.150.000	Ce tableau suppose que la 1re annuité serait payable un an après l'échéance du principal.
1875	9	37.000.000	2.127.500	19.147.500	
1876	8	32.000.000	1.840.000	14.720.000	
1877	7	28.000.000	1.610.000	11.270.000	
1878	6	25.000.000	1.437.500	8.625.000	
1879	5	21.000.000	1.207.500	6.037.500	
1880	4	17.000.000	997.500	3.910.000	
1881	3	14.000.000	805.000	2.415.000	
1882	2	11.000.000	632.500	1.265.000	
1883	1	6.000.000	345.000	345.000	
1884	0	1.000.000	57.500	»	
Totaux. . . .		234.000.000	13.455.000	91.885.000	

Il résulte de ce tableau qu'à la fin de 1884 l'État aurait déjà payé en annuités. . . . . 91.885.000 fr.

Jusqu'à la fin de 1956, date moyenne où expirent les concessions, l'État aurait encore à payer 1956-1884, c'est-à-dire 72 fois, la somme de 13.450.000. 968.760.000 fr.

Ce qui fait un total de. . . 1.060.645.000 fr.

Ce total équivaut à plus de quatre fois et demie la somme de 234 millions qu'en s'acquittant entièrement chaque année l'État aurait payée, de 1874 à 1884, pour satisfaire complétement à ses engagements sur ce point; c'est là une

forte augmentation et un motif pour que l'État paye intégralement dans chaque année l'avance exigible (1).

Tel est maintenant l'avis de l'administration. En effet, le projet de budget pour 1874, présenté à l'Assemblée nationale le 17 mai 1873 par M. Léon Say, ministre des finances, avait encore proposé de convertir en annuités les avances pour garantie exigibles en 1874, et il demandait, pour l'ensemble des annuités provenant des conversions qui auraient été ainsi successivement opérées en 1872, 73, 74, un crédit sur 1874 de 6.400.000 fr. (2). Dans un rapport présenté le 28 octobre 1873, au Président de la République, M. Magne, successeur de M. Say au ministère, s'est ainsi exprimé : « Garanties d'intérêt « dues aux Compagnies de chemins de fer, — pour ces « garanties l'État devra aux Compagnies, en 1874, la « somme de. . . . . 36.000.000 fr.
« il n'a été inscrit au projet de budget
« que. . . . . 2.400.000 fr.

« c'est donc une insuffisance de . . . . . 33.600.000 fr.
« l'inscription au budget de la somme totale de 36.000.000 « n'est que l'exécution stricte des conventions. » Cette somme a été inscrite au budget définitif de 1874. Le bud-

---

(1) Ce calcul admet (voir n° 60) que sur l'État C, à partir de 1874, chaque somme représente l'insuffisance pendant l'année inscrite sur la même ligne, avec intérêt courant du 31 décembre de cette année. Si cette somme représentait l'insuffisance de l'exercice précédent avec intérêt courant du 31 décembre de cet exercice, il conviendrait d'ajouter à. . . . . 1.060.645.000 fr.
une annuité de. 13.455.000

ce qui porterait à. . . . . 1.074.100.000 fr.
le total payé par l'État à la fin de 1956, dans le système de la conversion des avances pour garantie en annuités, pour la partie de l'État C datée de 1874 à 1884.

(2) *Budget* pour 1874, page 1122.

get pour 1875 (1) rappelle cette dernière inscription et propose d'affecter au même objet, en 1875, 40 millions.

Le 16 juillet 1874 ont été discutés et rejetés par l'Assemblée nationale des amendements dans lesquels MM. Gouin et Pouyer-Quertier proposaient encore de transformer l'avance de 40 millions exigible en 1875, et même les suivantes, en annuités échelonnées jusqu'à la fin des concessions. Enfin le crédit de 40.000.000 fr. demandé par le budget pour 1875 a été définitivement voté par l'Assemblée, dans la séance du 3 août 1874 (2).

Les Compagnies de l'Est, d'Orléans, du Midi et la Compagnie Paris-Lyon-Méditerranée pour le chemin Victor-Emmanuel ont accepté la conversion en annuités des avances dues par l'État pour insuffisances de produits pendant les exercices 1871 et 1872 ; mais la Compagnie de l'Ouest s'est jusqu'à présent refusée à cet arrangement. Pour les exercices ultérieurs on a repris envers toutes les Compagnies le payement intégral des avances.

63. — Le tableau suivant montre quelles sont, au 31 décembre 1874, les sommes versées par l'État aux six principales Compagnies en vertu de la garantie.

(1) *Budget* pour 1875, page 1089.

(2) *Journal officiel* du 17 juillet 1874, pages 4976 et suivantes; du 4 août 1874, pages 5534 et suivantes.

TAB. 63.

GARANTIE D'INTÉRÊT

SOMMES AVANCÉES PAR L'ÉTAT AUX COMPAGNIES EN VERTU DE SA GARANTIE JUSQU'AU 31 DÉCEMBRE 1874, POUR INSUFFISANCES PENDANT LES EXERCICES CI-DESSOUS INDIQUÉS (A)

EXERCICES. *a*	EST. *b*	OUEST. *c*	ORLÉANS. *d*	MIDI. *e*	VICTOR-EMMANUEL. *f*	TOTAL. *g*	TOTAUX *h*
	francs.	francs.	francs.	francs.	francs.	francs.	francs.
1863	»	»	»	»	1.492.959,00	1.492.959,00	1.492.[illegible]
1864	13.958.182,82	»	»	»	1.409.699,00	15.367.881,82	16.860.[illegible]
1865	11.613.474,87	4.917.515,51	8.866.948,97	2.115.642,65	1.169.673,00	28.683.255,00	45.544.[illegible]
1866	9.633.577,62	4.948.907,89	7.560.754,17	266.801,96	1.283.178,00	23.693.219,64	69.237.[illegible]
1867	8.814.340,46	4.592.652,33	6.510.568,40	»	1.722.059,27	21.639.620,46	90.876.[illegible]
1868	9.757.639,95	5.817.043,07	13.243.936,86	»	2.701.953,12	31.520.573,00	122.397.[illegible]
1869	4.624.116,31	5.454.803,41	10.825.080,93	899.334,17	3.254.707,44	25.058.042,26	147.455.[illegible]
1870	21.918.438,74	8.000.000,00	18.000.000,00	6.000.000,00	2.589.523,95	56.507.962,69	203.963.[illegible]
1871	Annuités. 490.000,00		Annuités. 100.869,89				
	400.000,00		216.704,75				
	100.000,00		216.704,75				
	300.000,00		216.698,10			2.340.977,49	206.304.[illegible]
1872	75.000,00		497.790,30	Annuité. 195.825,30		1.303.745,35	207.[illegible]
	108.500,00		318.129,75				
	108.500,00						
1873	3.000.000,00	14.500.000,00	13.000.000,00	1.800.000,00	2.500.000,00	34.800.000,00	242.40[illegible]
totaux	85.201.770,77	48.230.922,21	79.574.186,87	11.277.604,08	18.123.752,78	242.408.236,71	

(A) Ce tableau est dressé d'après des documents manuscrits du ministère des travaux publics.

Ainsi le total des sommes payées par l'État en vertu de la garantie depuis 1863 jusqu'à la fin de 1874 s'élève à. 242.408.236f,71

Si l'on en déduisait les deux remboursements s'élevant ensemble à. 271.164f,00

opérés par la Compagnie du Midi sur les produits nets de 1867 et 1868 (V. n° 57), il resterait. 242.137.072f,71

64. — Chaque budget doit maintenant comprendre, en vue de la garantie, deux crédits : l'un pour l'insuffisance des produits nets durant l'exercice précédent, l'autre pour le montant des annuités en lesquelles sont converties les avances de l'État qui étaient exigibles en 1872 et 1873. Pour 1875, ce dernier crédit figure encore au chapitre 46*bis* du Ministère des Travaux publics (1), mais ce chapitre se termine par l'indication suivante : « Ainsi que le demande la « commission du budget de 1874, aussitôt que le chiffre « exact du montant des garanties à payer aux Compagnies « en 1873 aura été établi d'une manière définitive, le « chiffre des annuités correspondantes sera transporté au « chapitre de la dette publique. »

§ 2. — Subventions de l'État aux compagnies.

65. *Imputations budgétaires successives des subventions.* — Ainsi le mode employé par l'État pour les avances aux Compagnies en vertu de la garantie d'intérêt a reçu plusieurs transformations budgétaires ; il en est de même pour les subventions.

Afin d'acquitter les engagements de cette nature désignés par le 4e type (voir n° 23), le Trésor avait émis en 1858, 1860 et 1861, 700.000 obligations trentenaires : ces valeurs ont été, en 1862, l'objet d'une conversion en

(1) *Budget* pour 1875, pages 1089-90.

rente 3 p. 100 qui n'en a laissé en circulation au 30 ocobre 1862 que 70.542. L'intérêt et l'amortissement de celles-ci ont été imputés jusqu'en 1866 au budget ordinaire du Ministère des Finances, et de 1867 à 1871 au budget spécial de la caisse d'amortissement; pour l'année 1872 et les suivantes ils ont repris place au budget ordinaire du Ministère des Finances (chap. 7).

Les autres subventions accordées par l'État aux six grandes Compagnies sont portées au budget des Travaux publics en trois chapitres intitulés :

« *Travaux de chemins de fer exécutés par l'État* », comprenant les dépenses du 1er et du 2e type;

« *Annuités aux Compagnies concessionnaires de chemins* « *de fer* », comprenant les annuités des 5e, 6e, 7e types;

« *Subventions aux Compagnies concessionnaires de che-* « *mins de fer* », comprenant les allocations du 3e type.

Ces trois chapitres figuraient au budget extraordinaire des Travaux publics pour 1866 avec les nos 14, 15, 16, — pour 1867 et 1868 avec les nos 18, 19, 20. Sur le budget pour 1869, le chapitre des « *Annuités* » a été placé au budget ordinaire des Travaux publics, où il a reçu le no 29, les deux autres sont restés au budget extraordinaire du même Ministère et y ont reçu les nos 16 et 17. Il en a été de même, en 1870. Pour 1871, bien que suivant l'exposé général (1) les budgets ordinaires et extraordinaires fussent « réunis dans le cadre d'une même loi », le Ministère des Travaux publics a conservé la division en budget ordinaire et budget extraordinaire; il a donné au chapitre « *Annuités* » le no 18 dans le premier, et aux chapitres « *Travaux exécutés par l'État* » et « *Subventions* » les nos 16 et 17 dans le deuxième. Pour 1872, 1873, 1874, 1875, le Ministère des Travaux publics a compris dans la même série de numéros les chapitres du service ordinaire (1re section)

(1) *Budget* pour 1871, page XII.

et des travaux extraordinaires (2e section); il a attribué au chapitre « *Annuités* » le n° 18, — au chapitre *Travaux exécutés par l'État* » le n° 41 pour 1872, 43 pour 1873, 1874, 1875, — au chapitre « *Subventions aux Compagnies concessionnaires de chemins de fer* » le n° 42 pour 1872, 44 pour 1873, 1874, 1875.

Mais le budget pour 1875 présente au chapitre 18 (1) l'observation suivante : « La commission du budget avait « demandé : 1° que l'administration des Travaux publics « examinât, de concert avec le Ministère des Finances, s'il « ne conviendrait pas de reporter au chapitre de la dette « publique le montant des annuités correspondantes à des « chemins de fer terminés et livrés à l'exploitation ; 2° que « le chapitre tout entier fût reporté à la seconde section, « travaux extraordinaires. Sur la première question, M. le « Ministre des Finances n'ayant pas encore fait parvenir « sa réponse à la communication qui lui a été adressée, le « chiffre tout entier des annuités est resté provisoirement « au budget des Travaux publics; il a paru d'ailleurs con- « venable d'attendre la solution du premier point avant de « faire passer le chapitre à la deuxième section. Nous n'y « faisons d'ailleurs aucune objection de principe. »

Il est désirable que les nouveaux classements budgétaires annoncés pour les annuités relatives à la garantie et pour celles qui acquittent les subventions soient définitifs; car on peut douter que les multiples transports d'une partie à l'autre du budget subis par ces dépenses aient procuré soit des économies au Trésor, soit de la clarté et de la suite à la comptabilité.

66. ***Modes actuels et montants des payements pour subventions, d'après le budget de* 1875.** — Les rapports actuels de l'État et des six grandes Compagnies à l'égard des sub-

(1) *Budget* pour 1875, page 1082.

ventions sont indiqués dans les deux tableaux suivants qui résument les développements des chapitres 18 et 43 du budget du Ministère des Travaux publics pour 1875.

Le chapitre 44 de ce budget « *Subventions aux Compagnies concessionnaires de chemins de fer* » ne comprend que des allocations aux Compagnies secondaires; depuis 1871 inclusivement ce chapitre ainsi intitulé ne concerne plus les six Compagnies principales.

TAB. 66.

Extrait du chapitre 18 du budget pour 1875 (page 1100).

« Annuités aux Compagnies concessionnaires de chemins de fer. »

COMPAGNIES.	MONTANT des subventions.		DÉPENSES antérieures à déduire des subventions.	RESTE à payer en annuités.	CRÉDITS demandés pour l'exercice 1875.	TAUX 0/0 auxquels sont calculées les annuités pour intérêt et amortissement jusqu'à la fin des concessions.	OBSERVATIONS.
	Totaux.	Partiels.					
a	*b*	*c*	*d*	*e*	*f*	*g*	*h*
	francs.	francs.	francs.	francs.	francs.		
EST.	57.990.090	57.990.000	14.780.137	43.209.863	1.980.730	4 1/2	
MIDI.	140.000.000	104.000.000	»	104.000.000	4.764.750	4 1/2	
		(A) 36.000.000	»	36.000.000	»	4 1/2	(A) Concess[illegible] éventuelles.
NORD.	15.500.000	15.500.000	»	15.500.000	720.750	4 1/2	
ORLÉANS. . .	97.072.837	26.416.667	»	26.416.667	1.334.350	5	
		61.956.170	600.000	61.356.170	2.811.390	4 1/2	
		(A) 8.700.000	»	8.700.000	»	4 1/2	
OUEST.	87.000.000	49.000.000	6.300.000	42.700.000	1.959.460	4 1/2	(B) Con[illegible] définitives [illegible] pas reçu comm[illegible]cement d'[illegible]tion.
		(B) 38.000.000	»	38.000.000	»	4 1/2	
P.-L.-M. . . .	212.733.333	1.333.333	»	1.333.333	67.350	5	
		152.200.000	»	152.200.000	6.972.710	4 1/2	
		(B) 35.700.000	»	35.700.000	»	4 1/2	
		(A) 23.500.000	»	23.500.000	»	4 1/2	
Totaux. . .	610,296.170	610.296.170	21.680.137	588.616.033	20.611.490		

TAB. 66 *bis.*

EXTRAIT DU CHAPITRE 43 DU BUDGET POUR 1875 (page 1123).
« Travaux de chemins de fer exécutés par l'État. »

COMPAGNIES.	ÉVALUATION générale des dépenses.	DÉPENSES. approximatives au 31 décembre 1874.	CRÉDITS		OBSERVATIONS.
			restant à ouvrir au 1er janvier 1875.	demandés pour l'exercice 1875.	
a	*b*	*c*	*d*	*e*	*f*
	francs.	francs.	francs.	francs.	
MIDI.	12.500.000	11.500.000	1.000.000	1.000.000	
Toulouse à Auch, Lourdes à Pierrefitte Montrejeau à Bagnère-de-Luchon,					
ORLÉANS.	5.800 000	5.000.000	800.000	800.000	
Libourne à Bergerac.					
Totaux.	18.300.000	16.500 000	1.800.000	1.800.000	

Les annuités demandées par le chapitre 18 se rapportent aux 5e, 6e, 7e types du n° 23; les allocations du chapitre 43 au 2e type.

Ces deux chapitres présentent seulement les subventions qui devaient grever en 1875 ou dans les exercices ultérieurs le budget du Ministère des Travaux publics; ils ne mentionnent ni celles qui ont été payées en obligations trentenaires (4e type) actuellement converties ou non et dont le service est imputé sur le budget du Ministère des Finances, ni celles qui ont consisté en sommes aujourd'hui complétement payées ou en travaux maintenant terminés et soldés.

Le capital porté au chapitre 18 pour subventions définitives ou éventuelles était primitivement de. . 610.296.170 fr.
Par suite de dépenses antérieures à la conversion en annuités il est réduit à. 588.616.033
payables en annuités qui courent jusqu'à la fin des concessions et comprennent l'intérêt et l'amortissement calculés au taux de 4 1/2 ou

5 p. 100; l'ensemble de ces annuités imputé sur 1875 pour concessions définitives est de.		20.611.490 fr.
Le chapitre 43 comprend pour travaux à exécuter par l'État un capital de.	18.300.000 fr.	
et demande pour 1875 un crédit de.		1.800.000
Les subventions inscrites à ces deux chapitres pour les six Compagnies principales motivent donc sur l'exercice de 1875 un crédit total de.		22.411.490 fr.

Les travaux formant l'objet du chapitre 43 doivent être, d'après le budget, terminés en 1875; si cette prévision se réalisait, les subventions mentionnées par le budget de 1875 à l'égard des grandes Compagnies seraient réduites en annuités à 4 1/2 ou 5 p. 100, et se trouveraient ainsi ramenées aux types 5ᵉ et 6ᵉ.

Au sujet de la Compagnie de l'Est, cette partie du budget 1875 du Ministère des Travaux publics, conformément à la loi du 17 juin 1873, ne comprend de subventions ni pour les lignes non construites cédées à l'Allemagne ni pour les lignes concédées en 1873; en effet les 27.100.000 fr. de subventions transportées des premières aux secondes (V. n° 41) sont représentées par une rente de 1.263.310 fr. imputée, au chapitre de la dette publique, sur le budget du Ministère des Finances. Elles ne présentent pas encore les effets de la loi du 23 mars 1874; ceux-ci consisteront à faire passer, des subventions éventuelles aux subventions définitives, une somme de 68.200.000 fr. (1), et à ajouter au

(1) Les subventions éventuelles rendues définitives par la loi du 23 mars 1874 sont d'après les tab. 23 et 47 :

Midi.	36.000.000 fr.
Orléans.	8.700.000
P.-L.-M.	23.500.000
Total. . . .	68.200.000 fr.

D'après les nᵒˢ 43 et 44, la loi du 23 mars 1873 a rendu défini-

montant des premières :	
(pour la Cie du Midi).	7.000.000 fr.
à celui des secondes (pour la Cie P.-L.-M.).	4.500.000
Ensemble.	11.500.000 fr.
Ces deux subventions étant imputables au chapitre 18 (1), le principal à payer sur ce chapitre, qui est au budget de 1875.	588.616.033
deviendra.	600.116.033 fr. (2)

tives, à l'égard de la Cie P.-L.-M., les subventions éventuelles pour

la ligne de Vichy à Ambert.	14.000.000 fr.
les lignes (à construire) partant d'Annemasse. . .	15.500.000
Ensemble.	29.500.000 fr.,

outre une augmentation de 4.500.000 fr. accordée pour ces dernières lignes par la même loi.

Cependant les *documents financiers* de 1872 et le budget pour 1875, que nous avons suivis aux nos 23 et 66, n'indiquent pour les subventions éventuelles de la Cie P.-L.-M. que. 23.500.000

Différence. 6.000.000

Cette différence a lieu parce que ces *documents* et ce budget ont porté comme définitive la subvention de Thonon à Collonges, s'élevant à 13.000.000, et comprenant celles de

	francs.	
Thonon-Annemasse (ligne alors en construction).	7.000.000	Ensemble 13.000.000
Annemasse-Collonges (ligne non alors commencée, V. n° 35, note 1).	6.000.000	

et par suite n'ont compté comme subvention éventuelle pour les lignes à construire, partant d'Annemasse, que 15 500.000 fr. — 6.000.000 fr. = 9.500.000 fr., et comme total des subventions éventuelles de la Cie P.-L.-M. que 29.500.000 fr. — 6.000.000 fr. = 23.500.000 fr.

(1) En effet, celle de 7.000.000 fr. (Midi) est du 7e type, celle de 4.500.000 fr. (P.-L.-M.) est du 5e.

(2) A titre d'indication complémentaire sur le budget pour 1875, notons que les frais de contrôle et de surveillance des chemins de

§ 3. — TRAVAUX COMPLÉMENTAIRES LIMITÉS.

67. *Autorisations de travaux complémentaires limités, au 31 décembre 1874.* — Les Compagnies ont usé d'une manière inégale de la faculté qui leur est attribuée de proposer des travaux complémentaires *limités* (V. nos 11 et 13), comme le montre le relevé suivant des autorisations accor-

---

fer (voir n° 37) s'y élèvent en recettes et dépenses (p. 1093) à 2.400.000 fr.

Au moment de mettre sous presse nous avons connaissance du budget pour 1876. Le chapitre 18 est, comme l'indiquait le n° 65, scindé en deux parties : la 1re, relative aux chemins qui seront livrés à l'exploitation avant le 1er janvier 1876, forme le chap. 18 du ministère des finances (pages 433, 466) et s'élève en capital à. . . . . 232.616.033 fr.
la 2e, relative aux autres lignes, forme le chap. 18 du ministère des travaux publics (page 1197, 1218) et pour les six principales Cies s'élève en capital à. 402.075.000
Total. 634.691.033

Si de ce total on déduit pour la ligne de Flers à Mayenne (Ouest). . . . . 10.700.000 fr.
la ligne d'Agde à Lodève et à Milhau (Midi). 21.000.000
l'embranchement de Saint-Affrique (Midi). 3.000.000
Ensemble. 34.700.000 34.700.000
portés par double emploi dans les deux chapitres, comme l'indique le budget pour 1876 (pages 1198 et 1218, observations), il reste. . . . . 599.991.033 ;
en ajoutant à cette somme une réduction de. . . 125.000
opérée sur la subvention de la ligne d'Arras à Étaples (que le budget pour 1876, page 1220, porte à 10.875.000 fr., tandis que le budget pour 1875, page 1103, la portait à 11.000.000 fr.), on trouve 600.116.033,
comme nous l'avions indiqué à la fin du n° 66.

Le chapitre 43 du budget pour 1876 (pages 1205, 1244) demande pour les grandes Cies un crédit de 1.900.000 fr.; les travaux que mentionnait le budget pour 1875, dans le chapitre correspondant et de même numéro, paraissent n'avoir pas été terminés dans l'exercice 1875.

dées jusqu'au 31 décembre 1874 pour de tels travaux par décrets délibérés en Conseil d'État :

TAB. 87.

TRAVAUX COMPLÉMENTAIRES LIMITÉS (A).

COMPAGNIES.	DATES des conventions.	MAXIMA AUTORISÉS.		DÉPENSES SPÉCIALEMENT AUTORISÉES jusqu'au 31 décembre 1874.			OBSERVATIONS.
		Ancien réseau.	Nouveau réseau.	Date de la dernière autorisation spéciale.	Ancien réseau.	Nouveau réseau.	
a	*b*	*c*	*d*	*e*	*f*	*g*	*h*
		francs.	francs.		francs.	francs	
EST.	11 juillet 1868	40.000 000	»	6 mai 1874	13.968.145,58	»	
MIDI.	10 août —	30.000.000	»	7 octobre —	11.113.763,59	»	
NORD.	22 mai 1869	60.000.000	»	25 juillet —	51.862.849,54	»	
ORLÉANS. . .	26 juillet 1868	»	22.000.000	18 janv. 1873	»	1.279.240,00	
OUEST.	4 juillet —	ancien et nouveau ensemble.	124.000.000	28 mai 1874	»	34.956.105,69	
P.-L.-M. . . .	18 juillet —	96.000.000	»	28 août —	58.375.799,50	»	
	»	»	7.000.000	28 mai —	»	3.027.326,48	
	Totaux. . .	226.000.000	153.000.000		135.320.558,21	39.262.672,08	
		379.000.000			174.583.230,29		

(A) Ce relevé est dressé d'après des documents manuscrits du ministère des travaux publics.

Ainsi tandis que les autorisations spéciales excédaient pour la Compagnie du Nord les cinq sixièmes du maximum posé par les conventions de 1868-69, elles n'en atteignaient pas pour la Compagnie d'Orléans la 17ᵉ partie.

En somme sur les.	379.000.000f,00
formant l'ensemble des maxima, le total des autorisations à la date indiquée s'élève à.	174.583.230f,29
Ce qui laisse disponible. .	204.416.769f,71

§ 4. — Dividendes et réserves des Cies.

68. *Dividendes depuis* 1868 *jusqu'à* 1874. — Au point de vue des Compagnies le résultat final des conventions se mesure par le revenu disponible. Voici la comparaison du dividende ménagé par action dans le calcul du revenu réservé (V. n° 9) avec les dividendes effectivement distribués sur les exercices de 1868 à 1873 :

Tab. 69.

COMPAGNIES.	DIVIDENDE ménagé par action (tab. 9, col. b).	DIVIDENDES EFFECTIVEMENT distribués pour les exercices.						OBSERVATIONS.
		1868	1869	1870	1871	1872	1873	
a	b	c	d	e	f	g	h	i
	francs.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	
Est	30,00	33	33	25	33	33	33	
Midi	35,00	40	40	35	40	40	40	
Nord	50,00	61	67	42	58	67	67	
Orléans	51,80	56	56	50	56	56	56	
Ouest	30,00	35	35	20	35	35	35	
P.-L.-M.	47,00	60	60	40	52	60	60	

Le revenu des actions sur 1870, sauf pour le Midi, a été inférieur au dividende ménagé : dans cet exercice le produit net de l'ancien réseau avait été inférieur au revenu réservé pour l'Est et l'Ouest, il l'avait dépassé pour les quatre autres Compagnies; mais celles du Nord, d'Orléans et de Paris-Lyon-Méditerranée en réduisant ainsi la quote-part de leurs sociétaires ont été guidées par des vues de prudence et de prévoyance. Sur les autres exercices le revenu des actions a dépassé le dividende ménagé : ce fait a pour cause principale l'émission des obligations à des taux moyens excédant ceux que les conventions ont pris pour bases de leurs calculs. (V. n° 32.)

69. ***Réserves en*** 1874. — En outre les revenus disponibles ont permis aux Compagnies de se constituer des réserves (V. n° 26) qui d'après les règlements de compte de l'exercice 1873 s'élevaient aux chiffres suivants :

TAB. 69.

OMPAGNIES.	RÉSERVES à la fin de l'exercice 1873 (A)			NOMBRE d'actions. (Tab. n° 9. col. c.)	MONTANT de la réserve totale par action. $\left(\frac{d}{e}\right)$	OBSERVATIONS.
	statutaire.	(B) facultative.	totale.			
a	*b*	*c*	*d*	*e*	*f*	*g*
	francs.	francs.	francs.	francs.	francs.	
ST.	5.000.000	»	5.000.000	584.000	8,56	
IDI. . . .	4.000.000	3.166.013	7.166.013	250.000	28,66	
ORD. . .	3.000.000	»	3.000.000	525.000	5,70	
RLÉANS..	6.000.000	10.582.724	16.582.724	600.000	27,64	
UEST. . .	5.407.583	5.094.776	10.502.359	300.000	35,08	
.-L.-M. .	10.000.000	12.000.000	22.000.000	800.000	27,50	
otaux. .	33.407.583	30.843.513	64.251.096	3.059.000		

(A) Les sommes des colonnes *b* et *c* sont extraites des bilans insérés dans les rapports présentés par les conseils d'administration des Cies aux assemblées générales des actionnaires de 1874 :

Pour l'Est. . . . . page 115
Midi. . . . . — 65
Nord. . . . . — 47
Orléans. . . — 16, 67
Ouest. . . . — 43
P.-L.-M. annexe, n° 2.

(B) On pourrait classer aux réserves facultatives quelques autres sommes relativement peu importantes reportées de l'exercice 1873 sur 1874 ; par exemple, d'après les documents précités :

		francs.
Pour l'Est.	pages 47, 115 =	578.187,36
Nord.	— 31, 51 =	21.224,83
Ouest. . . .	— 30, 43 =	364.159,84
P.-L.-M. p. 42 et annexe 2 =		1.761.561,73

Mais ces sommes ne sont pas toutes entièrement liquides : nous nous sommes d'ailleurs, dans le tableau ci-contre, conformés aux classements faits par les Compagnies.

Ainsi au commencement de 1874, pour les six Compagnies réunies, les réserves totales s'élevaient à. . . . . 33.407.583 fr.
les réserves facultatives à. 30.843.513

Ce qui donne un total de. . . . . . . 64.251.096 fr.; réparties entre les actions elles donneraient à chaque titre une somme variant entre 5f,70 (Nord) et 35f,08 (Ouest).

70. *Règlement de l'exercice* 1873. — Voyons enfin pour les quatre Compagnies recourant à la garantie de l'État

comment le produit net donné par l'ancien réseau en 1873 s'est réparti entre les charges d'intérêt et d'amortissement imposées à cet ancien réseau, le dividende, la réserve, le déversement sur le nouveau réseau.

TAB. 70.

COMPAGNIES.	EXERCICE 1873.						OBSERVATIONS.
	PRODUIT net de l'ancien réseau.	DÉCOMPOSITION du produit net (b) de l'ancien réseau.		DÉCOMPOSITION DU REVENU réservé (c) à l'ancien réseau.			
		REVENU réservé à l'ancien réseau.	EXCÉDANT déversé au nouveau réseau.	CHARGES d'intérêt et d'amortissement imposées au produit net de l'ancien réseau.	DIVIDENDE distribué aux actions.	SOMMES imputées à la réserve ou reportées à l'exercice suivant.	
a	b	c	d	e	f	g	h
	francs.	francs.	francs.	francs.	francs.	francs.	Les somm[illegible] sont extrait[illegible] rapports pr[illegible] tés par les [illegible] seils d'adm[illegible] tion des C[illegible] assemblées [illegible] rales des a[illegible] naires de l'[illegible] l'Est, p. [illegible] Midi — [illegible] Orléans — [illegible] Ouest — [illegible]
EST.	39.674.644	28.445.836	11.228.808	8.864.389	19.003.260	578.187	
MIDI.	28.585.593	21.747.712	6.837.881	11.634.707	10.097.950	15.055	
ORLÉANS. .	53.754.234	51.316.080	2.438.154	15.037.506	33.600.000	2.678.574	
OUEST. . . .	31.451.236	31.305.114	149.122	20.528.752	10.412.202	364.160	
TOTAUX. .	153.468.707	132.814.742	20.653.965	56.065.354	73.113.412	3.635.976	

L'excédant (colonne *d*) du produit net sur le revenu réservé varie de 11.228.808 fr. pour l'Est à 149.122 fr. pour l'Ouest : il résulte de là que la Compagnie de l'Est est la mieux assurée, à cet égard, contre une atténuation du dividende. Quant à l'Ouest, la faiblesse de cet excédant est contrebalancée par l'importance de la réserve totale (tab. 69) qui, s'élevant à 35f,08 par action, pourrait au besoin, en comblant une insuffisance du produit net de l'ancien réseau, permettre le maintien du dividende.

La somme qui sur l'exercice 1873 a été réservée ou reportée (col. *g*) s'est élevée pour la Compagnie d'Orléans

à 2.678.574 fr., et pour les trois autres Compagnies a varié dans des proportions plus modestes de 578.187 fr. (Est) à 15.055 fr. (Midi).

§ 5. — Résumé.

71. — Des renseignements donnés dans ce chapitre, résultent principalement à la fin de 1874 les indications et les prévisions suivantes.

Si l'état présent des concessions était maintenu, la garantie de l'État aboutirait en 1890 à une créance sur les

Compagnies qui s'élèverait au total de comprenant en principal 619 millions, en intérêts 417 millions; toutefois, par suite de la remise faite en 1873 à la Compagnie de l'Est, cette créance serait réduite en 1890 à.	1.036 millions 952 millions 1/2;
Après l'exercice 1875, les subventions de l'État en cours de payement aux six grandes Compagnies consisteraient en un principal d'environ. . . presque entièrement converti en annuités calculées sur le taux de 4 1/2 ou 5 p. 100 et versables jusqu'à la fin des concessions.	600 millions

De 1868 à 1874, les obligations ont joui de leur intérêt et de leur amortissement avec une entière sécurité, les actions ont touché des dividendes supérieurs, sauf pour l'exercice 1870, à ceux que leur ont ménagés les conventions.

NOTES-ANNEXES

NOTE I.

Longueurs des réseaux de la Compagnie Paris-Lyon-Méditerranée. — Comparaison de l'exposé du projet de la loi du 18 juillet 1868 avec les statistiques centrales. (Voyez le n° 4 de l'Étude.)

La comparaison des longueurs indiquées par *l'exposé* du projet de la loi du 18 juillet 1868 pour l'ancien et le nouveau réseau Paris-Lyon-Méditerranée avec celles que présentent les *statistiques centrales* du Ministère des Travaux publics au 31 décembre 1863, au 31 décembre 1868 et au 31 décembre 1869, donne lieu aux observations suivantes :

ANCIEN RÉSEAU.

La statistique au 31 décembre 1863, page 7, donne pour longueur totale des concessions définitives et éventuelles de l'ancien réseau 2.586 kilomètres tandis que l'exposé donne 2.587.

La statistique au 31 décembre 1868 donne pour longueur de l'ancien réseau :

Page 39,	Concessions définitives. . .	4.272 kilom.	
	Id. éventuelles. .	62 —	
	Ensemble.	4.334 —	
Page 7, à ces.			4.334 kilom.
	A reporter.		4.334 kilom.

Report.	4.334 kilom.

Elle ajoute :

« 1° Embranchements considérés comme voies de service.	8 —
« 2° Différence provenant de kilomètres arrondis.	3 —
Longueur servant de base au revenu kilométrique réservé.	4.345 kilom.

La statistique au 31 décembre 1869 donne pour longueur de l'ancien réseau :

Page 39,	Concessions définitives . .	4.283 kilom.
	Id. éventuelles. .	62 —
	Ensemble.	4.345 —

Page 7, elle reproduit ces. . . . . comme longueur servant de base au revenu kilométrique réservé.	4.345 kilom.

Du 31 décembre 1868 au 31 décembre 1869, il n'est intervenu aucun acte officiel modifiant l'ancien réseau Paris-Lyon-Méditerranée.

En réalité, si l'on compare les éléments qui ont servi à établir les récapitulations des pages 39 et qui sont dans les pages 31 à 36, on trouve entre les deux statistiques au 31 décembre 1868 et au 31 décembre 1869 environ vingt petites divergences ou rectifications qui donnent à la statistique au 31 décembre 1869 :

En plus.	66 kilom.
En moins.	55 —
Différence.	11 —
Et en ajoutant ces 11 kilomètres au total.	4.334 —
on obtient les. de la statistique au 31 décembre 1869, longueur égale à celle que nous avons indiquée (au n° 4) d'après l'exposé du projet de loi.	4.345 —

NOUVEAU RÉSEAU.

La statistique au 31 décembre 1863, page 7, donne pour longueur totale des concessions définitives et éventuelles du nouveau réseau 3.200 kilomètres, tandis que l'exposé donne 3.207 kilomètres.

La statistique au 31 décembre 1868 donne pour les longueurs du nouveau réseau :

Page 39.	Concessions définitives . .	1.603 kilom.	
	Id. éventuelles. .	275 —	
	Ensemble.	1.878 —	1.878 kilom.

Longueur reproduite à la page 7.

La statistique au 31 décembre 1869 donne pour longueur du nouveau réseau :

Page 39.	Concessions définitives. . .	1.720 kilom.	
	Id. éventuelles. .	180 —	
	Ensemble.	1.900 —	1.900 —

Longueur reproduite à la page 7.

Différence.	22 —

Entre le 31 décembre 1868 et le 31 décembre 1869, est intervenu un seul acte officiel modifiant le nouveau réseau Paris-Lyon-Méditerranée ; c'est le décret du 2 janvier 1869 (V. statistique au 31 décembre 1869, page 132) qui a rendu définitive la concession éventuelle des 95 kilomètres de Grenoble à Aspres, de sorte que la longueur de 1.878 kilomètres n'aurait pas été modifiée du 31 décembre 1868 au 31 décembre 1869.

Mais si l'on compare les éléments qui ont servi à établir les récapitulations des pages 39 et qui sont dans les pages 37 et 38, on trouve entre les deux statistiques au 31 décembre 1868 et au 31 décembre 1869 environ dix petites divergences ou rectifications dont la balance donne à la statistique au 31 décembre 1869 :

En plus.	22	kilom.
En retranchant ces 22 kilom. du total.	1.900	—
de la statistique au 31 décembre 1869, on retrouve le total.	1.878	—
de la statistique au 31 décembre 1868.		
Si de ce dernier on retranche.	144	—
longueur du chemin Victor-Emmanuel		
on obtient.	1.734	—

longueur peu différente des 1.723 kilomètres que nous avons indiqués d'après l'exposé du projet de loi pour longueur du nouveau réseau. La différence de 1.734 à 1723 kilomètres, qui est de 11 kilomètres, provient probablement de divergences ou rectifications analogues aux précitées, mais que nous ne pouvons indiquer en détail, n'ayant pas en main les documents élémentaires qui ont servi à la rédaction de l'exposé. Nous avons donné ces détails pour montrer la concordance qui existe au fond entre les chiffres des *statistiques centrales* et ceux que nous avons présentés.

Ces détails font voir d'ailleurs avec quel soin les bureaux chargés de la statistique au Ministère des Travaux publics cherchent à coordonner et à perfectionner leurs opérations.

NOTE II.

Maxima de capitaux et d'annuités garantis par l'État.
Comparaison des tableaux 15 et 16 avec les documents administratifs de 1872. (Voyez les nos 15-16 de l'Étude.)

Les documents relatifs à la construction et l'exploitation des chemins de fer publiés par le Ministère des Travaux publics en 1872, présentent (page 47) dans le tableau de la *situation financière des Compagnies au* 31 *décembre* 1869, colonnes 18, 19, 20 les données suivantes :

COMPAGNIES.	GARANTIE DE L'ÉTAT PENDANT 50 ANS.		
	TAUX.	MAXIMUM GARANTI.	
		Capital.	Annuité.
a	*b*	*c*	*d*
Nouveaux réseaux.			
		francs.	francs.
EST	4,655 0/0	860.000.000	40.033.000
MIDI	Id.	426.800.000	19.866.540
NORD	Id.	200.000.000	9.310.000
ORLÉANS	Id.	849.700.000	39.533.535
OUEST	Id.	843.000.000	39.241.650
P.-L.-M.	Id.	595.200.000	27.411.936
VICTOR-EMMANUEL	4,50 0/0	95.583.000	4.301.235
Totaux	»	3.870.283.000	179.697.896
Et en outre :			
Ancien réseau.			
MIDI	4 0/0	118.000.000	4.720.000
Ensemble	»	3.988.283.000	184.417.896

Cette situation financière donne ainsi pour le capital garanti aux nouveaux réseaux. . . . . 3.870.283.000 fr.
tandis que notre tableau n° 15 donne. . 3.950.629.712
La différence. . . . 80.346.712
provient de ce que la *situation financière*, 1° d'après l'intitulé de la colonne 3 (page 47), ne tient compte que des concessions définitives au 31 décembre 1869, 2° porte pour l'avance relative au souterrain du mont Cenis l'approximation 26.000.000 fr., tandis que notre tableau n° 15, 1° comprend les concessions éventuelles, excepté celle du chemin de Remiremont à la ligne de Colmar à Mulhouse, 2° porte pour l'avance relative au souterrain du mont Cenis le montant réel 26.146.712 fr. (V. n° 7.)

Quant à la garantie de 118 millions indiquée par la *situation financière* pour la Compagnie du Midi, elle s'applique à *l'ancien* réseau de cette Compagnie, en vertu de la loi du 8 juillet 1852 pour. . . . . 100.000.000 fr.
et des lois des 8 juillet 1852 et 28 mai 1853
pour. 18.000.000
Ensemble. . . . . . 118.000.000 fr.

Cete garantie spéciale à l'ancien réseau est énoncée en détail dans les documents statistiques sur les chemins de fer publiés par le Ministère des Travaux publics en 1856 (page LII, tableau E, Observations). Elle paraît envisagée par l'article 7 de la convention du 1er août 1857 avec la Compagnie du Midi. Toutefois, selon toute probabilité, elle n'aura pas à fonctionner dans le système de garantie établi par la convention du 10 août 1868 avec la même Compagnie. C'est pour cela que nous ne l'avons pas inscrite dans nos tableaux.

En ne comptant pas ces 118.000.000 fr. et l'annuité de 4.720.000 fr. qui y correspondrait, la *situation financière* donne pour annuité garantie aux nouveaux réseaux. 179.697.896 fr.
tandis que notre tableau n° 17 donne . . . . 184.453.386 —
La différence. . . . . 4.755.490 fr.
vient de la différence en capital de 80.346.712 fr. dont les causes viennent d'être exposées, et de ce que la situation financière, aux 4f,65 qu'afin de simplifier nous avons pris pour taux, ajoute la décimale 0,005.

NOTE III.

Discussion : 1° sur la longueur des réseaux actuels de la Compagnie de l'Est, situés en territoire français ; — 2° sur les longueurs et les évaluations générales des concessions faites à cette Cie. (Voyez le n° 42 de l'Étude.)

1°

Les *longueurs actuelles* du réseau de l'Est peuvent, d'après les nombres donnés par la convention de 1873 et la statistique centrale au 31 décembre 1873 (pages 7 et 86), s'évaluer de la manière suivante :

Ancien réseau au 31 décembre 1869 (Voir le tableau n° 8, col. *b*.)			994 kil.	
A déduire (1) :	Parties cédées à l'Allemagne et à la Suisse	kil. 463		
	moins rectification	2		
		461	461	
Reste pour longueur actuelle de l'ancien réseau sur territoire français			533	kil. 533
Nouveau réseau au 31 décembre 1869 (Voir tableau n° 8, col. *c*.)			2.123	
plus ligne de Remiremont à Mulhouse			50	
Ensemble			2.173	
A déduire :	Lignes cédées à l'Allemagne (2)	kil. 376		
	Concessions annulées sur le territoire français (3)	55		
	plus rectifications	1		
	Ensemble	432	432	
	Reste		1.741	

---

(1) *Statistique centrale au 31 décembre 1873*, page 7, observation B.
(2) Convention de 1873, art. 1er.
(3) *Statistique centrale au 31 décembre 1873*, page 86, observation I.

	kil.	kil.
Reports	1.741	533
A ajouter nouvelles concessions de 1873 (1). . .	358	
Ce qui donne pour la longueur actuelle du nouveau réseau sur le territoire français.	2.099	2 099
Ensemble des deux réseaux sur le territoire français.		2.632 (2)

2°

Quant aux *longueurs* et aux *évaluations générales* (*à la charge de la Cie*) *des lignes concédées* à la Compagnie de l'Est tant sur territoire devenu allemand que sur territoire français (la ligne de Remiremont à Mulhouse exceptée), voici comment elles peuvent être déterminées.

Les nombres concernant l'ancien réseau sont les mêmes qu'à la fin de 1869 (tableau 8, col. *b* et *e*), c'est-à-dire :

				francs.
Longueur de l'ancien réseau, 994 kil. évalués.				325.000 000;
Les nombres relatifs au nouveau réseau sont ainsi composés :				
Nouveau réseau à la fin de 1869 (tab. 8, col. *c* et *f*), longueur. . . .	2.123	kil. évalués	865.000.000 fr.	
Nouvelles concessions de 1874 (n° 41), longueur. . . .	358	—	75.290.000	
Ensemble.	2.481	—	940.290.000	940.290.000;
Ensemble pour les deux réseaux, longueur.	3.475	—	. . . .	1.265.290.000.

La convention du 17 juin 1873, annulant (art. 4) toute stipulation relative à la concession de Remiremont à Mulhouse, supprime de l'estimation maximum des dépenses à la charge de la Compagnie les 7.500.000 fr. relatifs à cette ligne (tableau n° 8, observation D).

(1) *Statistique centrale au* 31 *décembre* 1873, page 86, colonne 5.

(2) Les *longueurs actuelles* 533, 2.099, 2.632 kilom. sont données par la *Statistique centrale au* 31 *décembre* 1873, page 7.

Mais convient-il, pour les 89 kil. de concessions annulées de Thionville à Niederbronn et de Belfort à Guebwiller (V. n° 41, note 2, p. 534 et 535), d'opérer une réduction sur les 865 millions auxquels a été évaluée en 1868 la construction du nouveau réseau. On pourrait, à titre d'approximation, estimer ici la dépense moyenne à la charge de la Compagnie par kilomètre à $\frac{154.000.000 \text{ fr.}}{672 \text{ kil.}}$, soit 229.166 fr., suivant l'indication donnée par l'exposé des motifs du projet de loi approuvant la convention de 1863 entre l'État et la Compagnie de l'Est (*Moniteur* du 3 mai 1863, page 699, col. 2). Cette appréciation, qui serait d'un taux élevé, donnerait, pour 89 kil., 20.395.774 fr. à déduire des sommes 940.290 000 fr. et 1.265.290.000 fr.: la réduction serait environ $\frac{1}{46^e}$ de la première et $\frac{1}{62^e}$ de la deuxième somme, elle n'apporterait donc que de légères modifications aux résultats des calculs présentés par le n° 42 de l'étude sur ces deux sommes. D'un autre côté, la réduction de 2 fr., opérée sur le déversoir par chaque kilomètre du nouveau réseau non exploité (V. n° 10), implique pour évaluation de ce kilomètre $\frac{2 \text{ fr.} \times 99\frac{1}{4}}{0,011}$ ou 180.727 fr., et pour les 89 kil. de concessions annulées une somme de 16.084.703 fr. qui causerait aux calculs des changements encore moindres.

Au sujet des lignes qui étaient en construction quand elles ont été cédées à l'Allemagne se présente aussi la question d'une réduction sur le capital total garanti. Or, le *rapport* présenté par le Conseil d'administration de l'Est en 1874 à l'assemblée générale des actionnaires n'indique comme rentrant spécialement dans cette catégorie (p. 119) que 13 kilom. de la ligne de Reims à Metz, qui, à 229.116 fr. l'un, coûteraient. . . 2.978.508 fr., et (pages 23 et 111) il impute sur la rente de 20.500.000 fr., comme annuité pour le capital effectif de premier établissement de cette catégorie, 229.115f,94 qui, à 5f,75 p. 100, donneraient pour ce capital. . . . . 3.984.625 fr.:

Excédant de dépense. . . 1.006.117 fr.,

somme bien inférieure à la diminution de dépense relative aux concessions annulées, et dont ne résulteraient pour les calculs du n° 42 que de très-faibles modifications.

La convention de 1873 ne mentionne explicitement de changements au capital garanti, 865 millions, ni pour les 89 ni pour les 13 kilomètres en question. L'exposé du projet de loi (*Journal officiel* du 13 janvier 1873, page 231, col. 1re) énonce même que la somme de 300.000 fr. par kilomètre fixée par l'article 8 du projet de convention (devenu article 10 dans la rédaction définitive) « *pourra être ajoutée au capital maxi-* « *mum de* 865 *millions, etc.* »

En conséquence, dans les calculs du n° 42, nous n'apportons de changement à ce capital ni pour les 89 ni pour les 13 kilomètres précités.

Ainsi le total des dépenses à la charge de la Compagnie de l'Est pour constructions de lignes peut être estimé à 1.265.290.000 fr., sur lesquels l'État remboursera à la Compagnie une somme de 325 millions, moins 27.310.000 fr. de subventions, ou de 297.690.000 fr., sous forme de jouissance, pendant le reste de la concession, d'une rente de 19.236.690 fr. inscrite au grand-livre de la dette publique. — Toutefois, cette évaluation de 297.690.000 fr. n'est présentée qu'à titre d'indication sommaire : elle prêterait à une discussion dans laquelle pourraient figurer divers dommages causés à la Compagnie de l'Est en 1870 et en 1871, etc., et qui offrait ici peu d'intérêt.

NOTE IV.

Indications sommaires sur un projet de convention entre l'État et la Compagnie Paris-Lyon-Méditerranée en discussion à la fin de 1874. (Voyez le n° 50 de l'Étude.)

Le 5 août 1874, M. le Ministre des Travaux publics a présenté à l'Assemblée Nationale un projet de loi relatif à la concession de plusieurs nouveaux chemins de fer à la Compagnie Paris-Lyon-Méditerranée; ce projet n'a pas encore reçu la sanction législative : en voici les dispositions principales.

L'ancien réseau est augmenté de dix-neuf lignes présentant une longueur totale de 755 kilomètres qui portent la longueur de ce réseau de 4.368 kilom. (tab. 45, col. *b*) à. . . . . . . 5.123 kil.,

Le chemin de Givors à Saint-Étienne (36 kil.) compris dans ces 755 kilomètres, ne sera exécuté qu'après l'année où le nombre de trains circulant sur le chemin actuel entre les mêmes localités aura dépassé 80 par jour;

Au nouveau réseau, la convention éventuelle de Gap à la frontière d'Italie (100 kil.) est rendue définitive dès à présent, de Gap à Briançon (80 kil.), et (sous condition que le gouvernement italien notifiera l'exécution du raccordement en Italie), de Briançon à la frontière d'Italie (20 kil.), la longueur de ce réseau, reste (tab. 45, col. *c*). . . . . 1.755 kil.;

La longueur totale des deux réseaux devient donc. . . 6.878 kil.

Le capital maximum de premier établissement des lignes de l'ancien réseau.	francs. (2.026.000.000) (tab. 45, col. *e*)	est augmenté de	francs. 248.000.000,
Le capital maximum de premier établissement des lignes du nouveau réseau.	(630.000.000) (tab. 45, col. *f*)	—	10.000.000;
Le montant maximum des travaux complémentaires limités de l'ancien réseau.	(96.000.000) (tab. 15, col. *c*)	—	{ 187.000.000 58.000.000,
Le montant maximum des travaux complémentaires limités du nouveau réseau.	(7.000.000) (tab. 15, col. *f*)	—	30.000.000;
L'évaluation totale du maximum des dépenses à la charge de la Cie.	2.759.000.000	est donc augmentée de. . .	533.000.000,

Ce qui la porte à. . . . . 3.292.000.000 fr.

La somme au-dessus de laquelle les bénéfices seront partagés entre l'État et la Cie (V. n° 20) sera augmentée de 6,50 p. 100 du capital admis pour le 1er établissement des lignes concédées par la nouvelle convention.

Le total des subventions (483.639.832 fr., tab. 47) sera augmenté de 20.000.000 fr. si la ligne de Briançon à la frontière d'Italie n'est pas exécutée, mais de 12.000.000 fr. seule-

ment si cette ligne est construite; cette subvention sera du 5e type. (V. n° 23).

Les nouvelles lignes concédées devront être livrées à l'exploitation dans des délais d'environ sept à huit ans à partir de l'approbation du traité par une loi. Dans les délais pour les clôtures définitives des comptes de premier établissement, la date du 1er janvier 1868 (V. n° 28) est remplacée par celle du 1er janvier 1875, à l'égard de toutes les lignes de l'ancien et du nouveau réseau.

La nouvelle convention applique à ces données les règles indiquées dans le chapitre Ier, notamment aux lignes qu'elle concède le n° 12, et aux travaux complémentaires les n° 11, 13.

Pour le chemin Victor-Emmanuel (V. n° 7) le maximum des travaux complémentaires limités (25.000.000 fr.) est augmenté de 20.000.000 fr.

NOTE V.

PREMIÈRE PARTIE. — Compte d'intérêt simple à 4 p. 100 depuis 1863 jusqu'à 1890, pour les avances faites par l'État aux six grandes Compagnies en vertu de la garantie. (Voyez le n° 60 de l'Étude.)

Nous établirons ce compte par la méthode suivante.

Appelons t l'intérêt annuel pour 1 fr.

Soient

$$d_1, \quad d_2, \ldots . . d_m$$

les temps écoulés entre l'ouverture du compte et les dates auxquelles l'État fait à une Compagnie les avances

$$a_1, \quad a_2, \ldots . . a_m,$$
$$\delta_1, \quad \delta_2, \ldots . . \delta_n$$

les temps écoulés entre l'ouverture du compte et les dates auxquelles la Cie rembourse à l'État les sommes

$$\alpha_1, \quad \alpha_2, \ldots . . \alpha_n,$$

et D le temps écoulé entre l'ouverture du compte et la date à laquelle on arrête ce compte.

A cette dernière date la Cie devra évidemment à l'État pour intérêts

$$(1) \qquad t[a_1(D-d_1)+a_2(D-d_2)+\ldots . . a_m(D-d_m)],$$

ce qui peut s'écrire

$$(2) \qquad t[D(a_1+a_2 \ldots . . +a_m)-(a_1d_1+a_2d_2 \ldots . . +a_md_m)],$$

et

$$(3) \qquad t[D\Sigma a-\Sigma ad];$$

de même l'État devrait à la Compagnie les intérêts

$$(4) \qquad t[D\Sigma\alpha-\Sigma\alpha\delta];$$

le solde d'intérêts en faveur de l'État serait donc

$$(5) \qquad t[D(\Sigma a - \Sigma \alpha) - (\Sigma ad - \Sigma \alpha\delta)],$$

ce qui peut s'énoncer « le taux par franc multipliant l'excès « du produit du temps total par la balance des capitaux sur la « balance des produits des temps partiels par les capitaux »; ces derniers produits se désignent par l'expression *nombres*, et l'usage de cette formule (5) s'appelle méthode *rétrograde :* il permet, lorsque le temps D varie, de modifier le compte d'intérêts sans refaire le calcul des nombres.

Dans le cas présent, l'administration prévoit que pour chaque année de 1863 à 1890 l'État fera à l'ensemble des quatre Compagnies une avance totale effective de manière que les quantités α sont nulles; la formule (5) se réduit donc à

$$(6) \qquad t(D\Sigma a - \Sigma ad).$$

Nous admettrons que pour chaque avance annuelle de l'État l'intérêt court à partir du 31 décembre de l'exercice dont cette avance parfait le revenu. Ce procédé concorde avec les règlements de 1863 et 1868 (V. n°s 28 et 36), qui énoncent en leurs titres III que le Ministre des Travaux publics peut arrêter le montant de l'avance à faire à la Compagnie « *immédiatement « après la fin de chaque exercice* et avant le règlement définitif « des comptes des recettes et des dépenses ». Dans le compte d'intérêts l'avance du Trésor datée du 31 décembre de chaque exercice, de 1863 à 1873, sera l'insuffisance indiquée pendant cet exercice par le tableau n° 57; nous admettrons, suivant le discours prononcé par M. le Ministre des Travaux publics le 16 juillet 1874 (V. n° 59), que de 1874 à 1884 l'insuffisance se trouve inscrite à l'état C sur la même ligne que l'année dans laquelle elle se produit (V. n° 60) : par conséquent l'avance du Trésor comblant cette insuffisance sera datée, sur le compte d'intérêts, du 31 décembre de cette année.

Quant aux avances formant le supplément de 66.000.000. fr., si l'on supposait que dans les dix-sept années de 1874 à 1890 elles suivront une progression arithmétique croissant jusqu'au milieu de cette durée, c'est-à-dire jusqu'en 1882, puis décrois-

sant, l'intérêt en serait égal à celui que donnerait la somme de 66.000.000 fr. placée à la fin de 1882 (1).

---

(1) Cette assertion est à peu près évidente, cependant on peut la démontrer ainsi.

Soient $1, 2, \ldots. m-1, m, m+1, m+2, \ldots.. 2m-1, 2m, 2m+1$ les numéros d'années consécutives à la fin de chacune desquelles l'État fait aux Cies des avances en progression arithmétique de raison r croissant jusqu'en l'an $m+1$ et décroissant ensuite; ces avances, si l'on appelle la première a, seront :

$$(7) \left\{ \begin{array}{l} a, a+r, \ldots.. a+(m-1)r, a+mr, a+(m-1)r \ldots.. \\ \qquad a+2r, a+r, a, \end{array} \right.$$

le total S de ces avances, par application de la formule connue qui donne la somme des termes d'une progression arithmétique, sera

$$(2m+1)a + r\left[\frac{(m+1)m}{2} + \frac{m(m-1)}{2}\right]$$

ou

$$(8) \qquad S = (2m+1)a + rm^2.$$

Si cette somme S était placée au taux t à la fin de l'an $m+1$, son intérêt X à la fin de l'an $2m+1$ serait évidemment

$$X = t \times m \times S,$$

ou, en remplaçant S par sa valeur tirée de (8),

$$(9) \qquad X = t \times m[(2m+1)a + rm^2].$$

D'un autre côté, à la fin de l'an $2m+1$ le total Y des intérêts au taux t des avances (7) sera évidemment

$$Y = t \left\{ \begin{array}{l} a \times 2m + (a+r)(2m-1) + \ldots.. + [a+(m-1)r](m+1) + \\ + (a+mr)m + [a+(m-1)r](m-1) + \ldots..(a+2r)2 + (a+r), \end{array} \right.$$

ce qui peut s'écrire

$$Y = t\left\{a \times 2m + [a+r]2m + \ldots.. + [a+(m-1)r]2m + (a+mr)m\right\}$$

$$= t \times 2m\left\{a + [a+r] + [a+2r] + \ldots.. + [a+(m-1)r] + \frac{a+mr}{2}\right\}$$

$$= t \times 2m\left\{ma + r(1+2+3\ldots.. + m-1) + \frac{a+mr}{2}\right\}$$

$$= t \times 2m\left\{ma + \frac{r.m(m-1)}{2} + \frac{a+mr}{2}\right\}$$

et

$$(10) \qquad Y = t \times m[(2m+1)a + rm^2].$$

Mais cette valeur de Y est précisément égale à celle que donne pour X la formule (9); donc les intérêts X et Y sont égaux, comme nous l'avons énoncé. Cette égalité entre les intérêts X et Y subsis-

Ce résultat serait probablement trop faible; en effet voici à partir de 1874, d'après la statistique centrale au 31 décembre 1873 (p. 124 à 129), les époques d'ouverture fixées par les cahiers des charges pour les quatre Compagnies recourant à la garantie.

COMPAGNIES.	LONGUEURS A OUVRIR EN 1874	1875	1876	1877	1878	1879	1880	1881	DÉLAIS indéterminés et concessions éventuelles.	OBSERVATIONS.
a	*b*	*c*	*d*	*e*	*f*	*g*	*h*	*i*	*j*	*k*
Est.				kil. 204		kil. 100		kil. 70	kil. 19	Sur les 616 kil de la colo[illegible] été concédés : En 1853 — 3 } 1863 — 102 } 241 kil. avant la [illegible] de l'état C 1864 — 54 } 1865 — 82 } 1868 — 350 } 375 kil. après la [illegible] de l'état C 1869 — 25 } 616 Une partie de ces 616 kil. [illegible] exploitée un an après la livraison des travaux par l'État.
Midi.	kil. 102								537	
Orléans. . . .	77			60					60	
Ouest.	58	kil. 19		345						
Totaux. . .	237	19		609		100		70	616	

Ce tableau montre que la grande majorité des lignes concédées après la date de l'état C, ou après 1865 (V. n° 59), aura dû être livrée à la circulation pour la fin de 1877 : cela rend probable pour ces lignes additionnelles un maximum d'insuffisance pendant l'exercice 1878; afin de tenir compte de cette prévision, nous modifierons les conséquences de l'hypothèse précédente en calculant l'intérêt comme si la somme de 66.000.000 fr. était avancée par l'État le 31 décembre 1878.

Pour les insuffisances des exercices 1871 et 1872 les avances ont été converties en annuités; nous compterons ces avances comme payées effectivement et entièrement aux 31 décembre 1871 et 1872; nous obtiendrons ainsi une approximation suffisante pour de simples évaluations préalables.

Ces procédés donnent le tableau de la page 598 *bis*, suivant lequel les intérêts des avances faites par l'État en vertu de la garantie s'élèveront, au 31 décembre 1890, à 417.194.692 fr.

---

terait évidemment si, au lieu d'être en progression, les avances étaient égales entre elles.

In·rtu de la garantie.

AVANCES DE L'ÉTAT. Dates initiales des intérêts.	AVANCES DE L'ÉTAT. MONTANTS des avances. (*u*)	…EMBLE …ombres …Σad) … particuliers.	INTÉRÊTS A 4 0/0 jusqu'au 31 déc. 1890 des ensembles d'avances $(0{,}04[D\Sigma a - \Sigma ad])$	OBSERVATIONS.
	francs.			
31 déc. 1863	1.492.959			
Id. 1864	15.367.882			
Id. 1865	28.683.256			
Id. 1866	23.693.220			
Id. 1867	21.409.550			
Id. 1868	31.179.478			
Id. 1869	25.058.041			
Id. 1870	62.225.894	…rancs.	francs.	
		209.779.148	187.251.936,48	
Id. 1871	30.784.314			
Id. 1872	33.902.547			
Id. 1873	44.671.828			
		109.115.715	78.182.755,52	
Id. 1874	42.000.000			
Id. 1875	37.000.000			
Id. 1876	32.000.000			
Id. 1877	28.000.000			
Id. 1878	25.000.000			
Id. 1878	....	66(5)66.000.000	31.680.000,00	
Id. 1879	21.000.000			
Id. 1880	17.000.000			
Id. 1881	14.000.000			
Id. 1882	11.000.000			
Id. 1883	6.000.000			
Id. 1884	1.000.000			
		234…000.000	120.080.000,00	
Id. 1885				
Id. 1886				
Id. 1887				
Id. 1888				
Id. 1889				
Id. 1890				
Totaux....	552.768.969	618…	417.194.692,00	

DEUXIÈME PARTIE. — Autre évaluation de la créance de l'État sur les compagnies à la fin de 1890 pour avances relatives à la garantie. (Voyez le n° 60 de l'Étude.)

Un discours dénotant une étude approfondie de la question, prononcé par M. Gouin devant l'Assemblée nationale le 16 juillet 1874, conduirait pour l'évaluation des avances de l'État en vertu de la garantie à un résultat moindre que celui du n° 60 et du tableau qui vient d'être présenté. D'après ce discours (V. *Journal officiel* du 17 juillet 1874, page 4977, col. 1re) les avances de l'État pourraient à peu près se calculer ainsi :

Insuffisance réelle pendant les exercices de 1863 à 1873 inclusivement (V. tab. 57) = 1.492.959fr +...44.671.828fr = 318.768 969fr, soit.	316 millions,
Insuffisances prévues pendant les exercices de 1874 à 1883 et portées sur l'état C (tab. 55) comme à payer de 1875 à 1884 inclusivement (V. n° 56) =37.000.000fr+32.000.000fr...+1.000.000fr=	192 *id.* ,
Supplément de 1874 à 1890 (V. n° 59).	66 *id.* ,
Total.	574 millions,

au lieu de 616 millions indiqués par M. le Ministre des Travaux publics (n° 59), c'est-à-dire 42 millions de moins.

On trouve 616 ou 574 millions suivant que l'on considère chaque somme de l'état C, à partir de 1874 inclusivement, ou comme insuffisance ayant lieu pendant l'année inscrite en cet état sur la même ligne, ou comme insuffisance à payer dans cette année mais ayant eu lieu pendant l'exercice précédent; par la première interprétation le montant 316 millions comprend l'insuffisance réelle ayant eu lieu en 1873 qui est de 44 671.828 fr., et le montant 234 millions comprend la somme 42 millions portée dans l'état C sur la même ligne que le millésime 1874; par la seconde

interprétation le montant 316 millions comprend encore les 44.671.828 fr. précités, mais le montant 192 millions ne comprend plus les 42 millions susdits ; par suite le total 616 millions comprend les 44.671.828 fr. et les 42 millions en question, le total 574 millions comprend seulement les 44.671.828 fr.

La première interprétation est conforme au discours de M. le Ministre (V. n° 60), c'est pour cette raison que nous l'avons adoptée. Elle implique, à titre d'accroissement dans les évaluations, que les nouveaux calculs conduisent à donner à la partie 1874-1884 de l'état C un sens autre qu'à la partie de cet état précédant 1874.

Si l'on admettait la seconde interprétation, c'est-à-dire si l'on considérait, de 1874 à 1884, chaque somme portée en l'état C sur la ligne d'une année comme l'insuffisance pendant l'exercice précédent, la partie correspondante du compte d'intérêt serait ainsi modifiée :

AVANCES DE L'ÉTAT du 31 décembre 1874 au 31 décembre 1884, suivant les prévisions de l'état C, d'après l'interprétation de M. Gouin.		ANNÉES écoulées depuis le 31 décembre 1863.	NOMBRES.
Dates initiales des intérêts.	Montant des avances. (a)	(d)	(ad)
	francs.		francs.
31 décembre 1874. .	37.000.000	11	407.000.000
— 1875. .	32.000.000	12	384.000.000
— 1876. .	28.000.000	13	364.000.000
— 1877. .	25.000,000	14	350.000.000
— 1878. .	21.000.000	15	315.000.000
— 1879. .	17.000.000	16	272.000.000
— 1880. .	14.000.000	17	238.000.000
— 1881. .	11.000.000	18	198.000.000
— 1882. .	6.000.000	19	114.000.000
— 1883. .	1.000.000	20	20.000.000
— 1884. .	»	21	»
	Σa = 192.000.000		Σad = 2.662.000.000

L'intérêt de ces avances à la fin de 1890 ou 0,04 (27.Σa — Σad)
serait. . . . . 100.880.000 fr.
au lieu de. 120.080.000 —;

De là résulterait une diminution d'intérêts de. . 19.200.000 —
qui, ajoutée à la diminution du capital
(234.000.000 fr. — 192.000.000 fr.) = ... 42.000.000 —

formerait une diminution totale de. . . . . . . 61.200.000 —.

En calculant ainsi, le total en principal des avances de l'État au
31 décembre 1890 serait. . . . . . 618.768.969 fr.
— 42.000.000

ou. . . 576.768.969 = 576.768.969 fr.,

et le total des intérêts de 1863 au
31 décembre 1890. . . . . 417.194.692
— 19.200.000

ou. . . 397.994.692 = 397.994.692 —;

Le total en principal et en intérêt des avances de
l'État serait. . . . . 974.763.661 fr.
En déduisant de ce total la remise faite à la Compagnie de l'Est (V. n° 60). . . . . 83.418.917 —

on aurait pour créance de l'État sur les Compagnies au 31 décembre 1890. . . . . 891.344.744 —,
Soit 891 millions.

En outre la dernière insuffisance de produits nets aurait lieu pendant l'exercice 1889 et non pendant l'exercice 1890.

TABLE DES MATIÈRES.

CHAPITRE I.

Clauses financières générales relatives à la construction des chemins de fer, en vigueur à la fin de 1869, entre l'État et les six principales Compagnies.

---

§ 1er. — RÉSUMÉ DES CONVENTIONS GÉNÉRALES.

§ 2. — Observations sur les conventions générales.

§ 3. — Surveillance par l'État de la gestion financière des Cies.

CHAPITRE II.

Modifications partielles apportées aux conventions depuis 1869 jusqu'à la fin de 1874.

CHAPITRE III.

Principaux résultats financiers des conventions.

---

§ 1er. — AVANCES DE L'ÉTAT AUX Cies EN VERTU DE LA GARANTIE.

§ 2. — SUBVENTIONS DE L'ÉTAT AUX COMPAGNIES.

§ 3. — TRAVAUX COMPLÉMENTAIRES LIMITÉS.

§ 4. — DIVIDENDES ET RÉSERVES DES COMPAGNIES.

NOTES-ANNEXES.

BULLETIN.

STATISTIQUE DE L'INDUSTRIE MINÉRALE DE LA FRANCE.

PRODUCTION DES COMBUSTIBLES MINÉRAUX, DES FONTES, DES FERS, DES TÔLES ET DES ACIERS PENDANT L'ANNÉE 1874 (*).

I. COMBUSTIBLES MINÉRAUX.

Tableau de la production par département.

DÉPARTEMENTS.	PRODUITS DES EXPLOITATIONS distingués en trois catégories.			
	Anthracite.	Houille.	Lignite, stipite, etc.	Totaux.
	quint. métr.	quint. métr.	quint. métr.	quint. métr.
Ain	»	»	10.450	10.450
Allier	157.700	11.704.427	»	11.862.127
Alpes (Basses-)	»	210.700	273.420	484.120
Alpes (Hautes-)	55 000	»	»	55.000
Ardèche	76.666	68.775	5.259	150.700
Aude	»	»	5.280	5.280
Aveyron	»	7.186.877	65.486	7.252.363
Bouches-du-Rhône	»	»	3.665.000	3.665.000
Calvados	57.660	75.789	»	133.449
Cantal	»	13.444	»	13.444
Corrèze	»	43 756	»	43.756
Côte-d'Or	119.938	»	»	119.938
Creuse	64 049	3.193.636	»	3.257.685
Dordogne	»	»	10.775	10.775
Drôme	»	»	14.937	14.937
Gard	»	16.948.680	264.845	17.213 525
Hérault	130.000	2.875.310	25 200	3 030.510
Isère	1.055.100	»	20.500	1.075.600
Loire	50.684	34.626.882	»	34.677 566
Loire (Haute-)	»	1.829.840	»	1.829.840
Loire-Inférieure	256.000	»	»	256.000
Lot	»	17.585	»	17.585
Maine-et-Loire	483.543	»	»	483.543
Mayenne	967.182	75.956	»	1 043.138
Nièvre	»	1.539.251	»	1.539.251
Nord	5.272.272	27.528.732	»	32.801.004
Pas-de-Calais	»	29.835 855	»	29 835.855
Puy-de-Dôme	229.449	1.842.920	»	2.072.369
Pyrénées (Basses-)	2.298	»	»	2 298
Pyrénées (Hautes-)	»	»	6.000	6.000
A reporter	8.977.541	139.616.415	4.367.152	152.963.108

(*) Ces tableaux sont tirés des états qui ont été publiés, par ordre de M. le Ministre des Travaux publics, au *Journal officiel* (numéro du 28 avril 1875) et qui sont dressés à l'aide des documents fournis par les Ingénieurs des Mines.

Tableau de la production par département (suite).

DÉPARTEMENTS.	PRODUITS DES EXPLOITATIONS distingués en trois catégories.			
	Anthracite.	Houille.	Lignite, stipite, etc.	Totaux.
	quint. métr.	quint. métr.	quint. métr.	quint. métr.
Report.	8.977.541	139.618.415	4.367.152	152.963.108
Rhône.	»	351.203	»	351.203
Saône (Haute-).	»	2.105 369	199.591	2 304.960
Saône-et-Loire.	1.628.553	9.756.149	»	11.384.702
Sarthe.	278.627	»	»	278.627
Savoie.	221.905	»	»	221.905
Savoie (Haute-).	1.515	»	45.044	46.559
Sèvres (Deux-).	»	216.962	»	216.962
Tarn.	»	2.321.500	»	2.321.500
Var.	16.000	20.500	70.000	106.500
Vaucluse.	»	»	52.326	52.326
Vendée.	»	330.710	»	330.710
Vosges.	»	»	16.410	16.410
Totaux.	11.124.141	154.720.808	4.750.523	170.595.472

Tableau de la production par bassin.

NOMS DES BASSINS.	NOMS DES DÉPARTEMENTS dans lesquels les bassins sont situés.	PRODUCTION
		quint métr.
Valenciennes.	Nord.	62.109.149
	Pas-de-Calais.	
Loire.	Loire.	34.626.882
	Rhône.	
Alais.	Ardèche.	17.017.437
	Gard.	
Commentry.	Allier.	10.886.992
Creuzot et Blanzy.	Saône-et-Loire.	9.585 622
Aubin.	Aveyron.	7.048.224
Aix.	Bouches-du-Rhône.	3.675.000
	Var.	
Ahun.	Creuse.	3.193.636
Graissessac.	Hérault.	2.981 310
Carmaux.	Tarn.	2.321.500
Brassac.	Loire (Haute-).	2.132.544
	Puy-de-Dôme.	
Ronchamp.	Saône (Haute-).	2.105.369
Saint-Eloy.	Puy-de-Dôme.	1.627.425
Decize.	Nièvre.	1.539.251
Epinac.	Saône-et-Loire.	1.538.194
Le Maine.	Mayenne.	1.245 809
	Sarthe.	
Le Drac.	Isère.	1.042.000
Basse-Loire.	Loire-Inférieure.	739.543
	Maine-et-Loire.	
Buxière-la-Grue.	Allier.	607.695
Vouvant et Chantonnay.	Sèvres (Deux-).	547.672
	Vendée.	
	A reporter.	166.551.274

Tableau de la production par bassin (suite).

NOMS DES BASSINS.	NOMS DES DÉPARTEMENTS dans lesquels les bassins sont situés.	PRODUCTION
		quint. métr.
	Report.	166.531.274
Hardinghen.	Pas-de-Calais.	527.710
Manosque.	Alpes (Basses-). Vaucluse.	484.120
Bert.	Allier.	367.440
Sainte-Foy-l'Argentière.	Rhône.	351.203
Maurienne-Tarentaise et Briançon.	Alpes (Hautes-). Savoie.	276.905
La Chapelle-sous-Dun.	Saône-et-Loire.	265.504
Gouhenans.	Saône (Haute-).	199.594
Bagnols.	Gard.	188.418
Rodez.	Aveyron.	138.653
Littry.	Calvados.	123.449
Sincey.	Côte-d'Or.	119.938
Langeac.	Loire (Haute-).	114.982
Aubenas	Ardèche.	76.665
Saint-Pierre-la-Cour.	Mayenne.	75.956
Milhau.	Aveyron.	65.486
Bourganeuf.	Creuse.	64.049
La Cadière.	Var.	60.000
Roanne.	Loire.	50.684
Entrevernes.	Savoie (Haute-).	46.559
Barjac.	Gard.	40.558
Fréjus.	Var.	36.500
Orange.	Vaucluse.	32.326
Terrasson.	Corrèze. Dordogne.	31.711
Célas.	Gard.	30.000
Bourg-Lastic.	Puy-de-Dôme.	27.258
La Cannette.	Aude. Hérault.	29.480
Roujan.	Hérault.	24.000
La Tour-du-Pin.	Isère.	20.500
Méthamis.	Vaucluse.	20.000
Saint-Perdoux.	Lot.	17.585
Norroy.	Vosges.	16.410
Forges.	Saône-et-Loire.	15.385
Montélimart.	Drôme.	14.937
Champagnac.	Cantal.	13.444
Simeyrols.	Dordogne.	10.775
Douvres.	Ain.	10.450
Oisans.	Isère.	8.100
Meimac.	Corrèze.	8.000
Orignac.	Pyrénées (Hautes-).	6.000
Trévezel.	Gard.	5.868
Communay.	Isère.	5.000
Vagnas.	Ardèche.	4.527
Argentat.	Corrèze.	4.045
Ibantelly.	Pyrénées (Basses-).	2.298
Moutonlieu.	Hérault.	1.000
Banc-Rouge.	Ardèche.	732
Fins et Noyant.	Allier.	"
	Total.	170.595.472

II. INDUSTRIE SIDERURGIQUE.

Tableau de la production des fontes.

DÉPARTEMENTS.	FONTE au combustible végétal.	FONTE aux deux combustibles.	FONTE au combustible minéral.	PRODUCTION totale.
	quint. métr.	quint. métr.	quint. métr.	quint. mètr.
Allier.	»	»	798.732	798.732
Ardèche.	»	»	929.059	929.059
Ardennes.	65.900	34.995	104.140	205.035
Ariège.	»	»	195.950	195 950
Aube.	»	16.005	»	16.005
Aveyron.	»	»	377.747	377.747
Bouches-du-Rhône.	»	»	318.452	318.452
Cher.	91.028	83.210	121.830	296 068
Corse.	152.793	»	»	152.798
Côte-d'Or.	54.000	»	82.000	136.000
Côtes-du-Nord.	5.975	10.111	»	16.086
Dordogne.	56.300	11.600	»	67.900
Doubs.	27.438	»	»	27.438
Eure.	»	»	24.966	24.966
Eure-et-Loir.	»	»	11.237	11.237
Gard.	»	»	564.427	564.427
Gironde.	39.390	»	»	39.390
Ille-et-Vilaine.	14,198	»	»	14.193
Indre.	42.470	»	»	42.470
Isère.	10.650	»	213.860	224.510
Jura.	4.100	»	139.649	143.749
Landes.	178.070	»	»	178.070
Loire.	»	»	715.119	715.119
Loire-Inférieure.	6.000	»	»	6.000
Lot-et-Garonne.	9.000	»	183 000	194 000
Marne.	»	»	28.503	28.503
Marne (Haute-).	212.661	471.230	253.000	936.891
Mayenne.	»	40.897	»	40.897
Meurthe-et-Moselle.	41.752	»	2.510 867	2.552.619
Meuse.	44.600	24.400	310.500	379.500
Morbihan.	69.043	»	»	69.043
Nord.	»	»	1.237.495	1.237.495
Orne.	»	»	8.500	8.500
Pas-de-Calais.	»	»	505.120	505.120
Pyrénées-Orientales.	88.114	»	»	88.114
Rhône.	»	»	530.868	530.868
Saône (Haute-).	179.900	»	»	179.900
Saône-et-Loire.	»	»	1.700 272	1.700.272
Sarthe.	»	27.968	»	27.968
Savoie.	8.786	»	»	8.786
Savoie (Haute-).	8.288	»	»	8 288
Vaucluse.	13.050	»	»	13.050
Vienne.	»	»	10.000	10.000
Totaux.	1.423.511	720,416	11.877.293	14.021.220

Tableau de la production des fers.

DÉPARTEMENTS.	FER au combustible végétal.	FER aux deux combustibles.	FER au combustible minéral.			PRODUCTION totale.
			Rails.	Autres fers que les rails.	Totaux.	
	q. métr.	q. métr.	q. métr.	q. métr.	q. métr.	q. métr.
Allier	4.400	36.832	70.000	330.062	400.062	441.294
Ardennes	»	3.000	»	275.000	275.000	278.000
Ariége	3.300	»	»	83.667	83.667	86.967
Aube	»	18 895	»	21.858	21.858	40.753
Aveyron	»	»	332.317	129.950	462 267	462.267
Bouches-du-Rhône	»	»	»	9.800	9.800	9.800
Charente	3.700	»	»	2.400	2.400	6.100
Cher	»	23.456	»	»	»	23.456
Corse	11.333	»	»	»	»	11.333
Côte-d'Or	28.000	»	»	130.000	130.000	158.000
Côtes-du-Nord	»	»	»	11.135	11.135	11.135
Dordogne	33.010	12.800	»	24.500	24.500	70.310
Doubs	26.700	»	»	5.289	5.289	31.989
Finistère	»	»	»	7.880	7.880	7.880
Gard	»	»	86.591	140.917	227 508	227.508
Garonne (Haute-)	»	»	»	12.000	12.000	12.000
Gironde	»	»	»	14.500	14.500	14.500
Ille-et-Vilaine	»	1.804	»	»	»	1.804
Indre	9.980	6.500	»	»	»	16.480
Isère	»	11.020	32.416	63.854	96.270	107.290
Jura	11.900	»	48.402	164.097	212 499	221.399
Landes	12.740	25.320	»	»	»	38 060
Loir-et-Cher	1.700	»	»	»	»	1.700
Loire	»	»	112.450	668.170	780.620	780.620
Loire-Inférieure	»	»	»	70.000	70.000	70.000
Marne (Haute-)	»	14.320	»	732.725	732.725	747.045
Mayenne	241	»	»	»	»	241
Meurthe-et-Moselle	21 055	»	»	321.922	321 922	342.977
Meuse	»	»	»	135.000	135.000	135.000
Nièvre	18 656	23.975	»	186 094	186 094	228.725
Nord	»	»	633.179	1.181.930	1.815.109	1.815.109
Oise	»	»	»	158.937	158.937	158.937
Orne	310	»	»	»	»	310
Pas-de-Calais	»	»	»	6.000	6.000	6.000
Pyrénées (Basses-)	3.250	»	»	»	»	3 250
Pyrénées-Orientales	7.006	»	»	»	»	7.006
Rhin (Haut-), territoire de Belfort	10.982	»	»	»	»	10.982
Saône (Haute-)	5.790	9.371	»	»	»	15 161
Saône-et-Loire	»	»	298.095	344.525	642.620	642.620
Sarthe	2.464	»	»	»	»	2.464
Savoie (Haute-)	3.600	5 393	»	2.536	2.536	11.529
Seine	»	»	»	253.142	253.142	253 142
Seine-Inférieure	»	»	»	5.885	5.885	5 885
Seine-et-Oise	»	»	»	22.116	22.116	22.116
Somme	»	»	»	6.675	6.675	6.675
Tarn	»	»	»	5.000	5.000	5.000
Vienne	436	»	»	»	»	436
Vosges	32.000	»	»	»	»	32 000
Yonne	412	»	»	97 700	97.700	98.112
Totaux	252.965	192.686	1.613.450	5.625.266	7.238.716	7.684.367

Tableau de la production des tôles.

DÉPARTEMENTS	TOLES produites avec des fers fabriqués			PRODUCTION totale.
	au combustible végétal.	aux deux combustibles.	au combustible minéral.	
	quint. métr.	quint. métr.	quint. métr.	quint. métr.
Aisne	»	»	12.550	12.550
Allier	»	»	79.011	79.011
Ardennes	23.500	19.300	120.000	162.800
Aveyron	»	»	7.050	7.050
Côte-d'Or	3.200	»	12.000	15.200
Doubs	27.600	»	9.700	37.300
Isère	»	330	13.140	13.470
Jura	3.539	»	60.491	64 030
Loire	»	18.924	156.366	175.290
Marne (Haute-)	»	6.480	38.347	44.827
Morbihan	19.494	»	9.357	28.851
Nièvre	»	15.753	»	15.753
Nord	»	»	200.954	200.954
Oise	4.237	27.118	58.336	89.691
Saône (Haute-)	10.000	»	»	10 000
Saône-et-Loire	20.520	»	157.844	178.364
Savoie (Haute-)	»	300	2.100	2.400
Vosges	34.000	»	»	34.000
Totaux	146.090	88.205	937.246	1.171.541

Tableau de la production des aciers.

DÉPARTEMENTS.	ACIERS de forges.	ACIERS puddlés.	ACIERS Bessemer et Martin.	ACIERS de cémentation.	PRODUCTION totale des aciers de forge, puddlés, Bessemer et Martin, et de cémentation.	ACIERS fondus.
	q. m.	q. m.	q. m.	q. m.	q. m.	q. m.
Allier	»	»	60.402	»	60.402	»
Ardennes	800	»	»	700	1 500	»
Ariége	800	21.687	»	600	22.687	177
Charente	»	»	3.500	»	3.500	»
Côtes-du-Nord	»	2.590	»	810	3.400	2.380
Finistère	»	»	»	»	»	600
Gard	»	.	279.470	»	279.470	»
Garonne (Haute-)	»	»	»	6.000	6.000	»
Isère	1.900	40.200	10.420	2.000	54 520	1.950
Loire	»	94.963	774.730	14.593	884 286	60.529
Meurthe-et-Moselle	»	5.880	»	»	5 880	»
Nièvre	»	5.692	111.696	»	117.388	4.323
Rhône	»	»	128.144	»	128.144	»
Saône (Haute-)	»	»	»	500	500	436
Saône-et-Loire	»	»	570.006	»	570.006	»
Seine	»	»	4.400	»	4.400	»
Seine-et-Oise	»	»	»	»	»	1.119
Tarn	»	1.134	»	1.359	2.493	751
Totaux	3.100	172.146	1.942.768	26.562	2.144.576	72.265

STATISTIQUE DES ACCIDENTS SURVENUS EN 1874 DANS LES EXPLOI[...]

MINES D[...]

Tableau des ouvriers employés dans les mines de charbo[...] ainsi que des quantités extraite[...]

NOMS DES DISTRICTS.		OUVRIERS employés sous terre de 10 à 12 ans.	de 12 à 13 ans.	de 13 à 16 ans.	au-dessus de 16 ans.	Tota[...]
Newcastle.	Cumberland	»	58	465	3.728	4.[illegible]
	Durham Nord	»	361	1.856	12.841	15.[illegible]
	Northumberland	»	420	2.184	17.547	[illegible]
Durham.	Durham Sud	»	1.308	5.442	38.210	44.[illegible]
	Westmoreland	»	»	1	11	[illegible]
	Yorkshire, Cleveland. (Minerai de fer)	»	101	462	7.003	7.[illegible]
Manchester.	Lancashire Nord et Est	278	1.012	3.184	23.692	2[illegible]
	Irlande	»	1	61	1.058	1.[illegible]
Liverpool.	Anglesey	»	»	»	32	[illegible]
	Denbighshire	»	173	724	5.591	6.4[illegible]
	Flintshire	»	»	496	4.071	4.[illegible]
	Lancashire Ouest	11	644	2.765	19.289	22.[illegible]
Yorkshire.	Yorkshire	615	1.711	7.231	40.126	49.6[illegible]
	Lincolnshire. (Minerai de fer.)	»	»	6	46	5[illegible]
Midland.	Derbyshire	»	457	3.250	20.312	24.0[illegible]
	Leicestershire	»	63	507	3.326	3.[illegible]
	Nottinghamshire	»	129	1.120	7.850	9.[illegible]
	Warwickshire	»	44	441	3.174	3.6[illegible]
Staffordshire Nord.	Cheshire	»	55	226	1.972	2.[illegible]
	Shropshire	»	103	699	4.833	5.6[illegible]
	Staffordshire Nord	»	216	1.670	13.720	15.[illegible]
Staffordshire Sud.	Staffordshire Sud et Worcestershire. (Charbon.)	»	118	2.672	20.705	23.4[illegible]
	Id. Id. (Argile.)	»	1	56	564	[illegible]
	Id. Id. (Minerai de fer.)	»	6	437	2.745	3.1[illegible]
Sud-Ouest.	Breconshire (partie)	»	4	57	394	4[illegible]
	Glamorganshire (partie)	»	41	240	1.970	2.2[illegible]
	Gloucestershire, Forest of Dean	»	94	463	3.400	3.9[illegible]
	Id. District de Bristol	»	»	325	2.388	2.7[illegible]
	Monmouthshire	»	430	1.488	13.155	15.[illegible]
	Somersetshire	»	151	456	3.100	3.7[illegible]
Galles du Sud.	Breconshire (partie). Carmarthen. Glamorganshire (partie). Pembroke.	»	1.162	4.279	36.243	41.6[illegible]
Écosse Est.	(Charbon et argile.)	13	617	4.108	26.550	31.[illegible]
	(Minerai de fer.)	2	69	547	3.448	4.0[illegible]
	(Schiste.)	»	27	120	627	7[illegible]
Écosse Ouest.	(Charbon.)	»	420	2.344	16.256	19.[illegible]
	(Minerai de fer.)	»	136	781	6.981	7.[illegible]
	(Argile et schiste.)	»	5	51	367	4[illegible]
	Total du Royaume-Uni	919	10.137	51.219	366.336	428.6[illegible]

[...]TATIONS MINÉRALES DE LA GRANDE-BRETAGNE ET DE L'IRLANDE.

[...]HOUILLE, ETC.

[...]rgile réfractaire, minerai de fer et schiste bitumineux, [...]pendant l'année 1874.

OUVRIERS ET OUVRIÈRES employés à la surface							TOTAL général.	PRODUCTION EN TONNES.			
de 10 à 13 ans.		de 13 à 16 ans.		au-dessus de 16 ans.		Total.		Charbon.	Argile réfractaire.	Minerai de fer.	Schiste bitumineux.
Garçons.	Filles.	Garçons.	Filles.	Hommes.	Femmes.			tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.
»	»	65	9	1.048	305	1.427	5.678	1.036.274	33.964	677	»
146	»	399	»	3.264	3	3.812	18.870	6.191.054	229.667	»	»
108	»	470	»	3.852	»	4.430	24.581	6.464.944	91.068	11.698	»
483	»	1.242	»	8.998	»	10.723	55.683	17.911.246	503.536	52	»
»	»	»	»	1	»	1	13	1.297	»	»	»
27	»	184	»	2.063	»	2.274	9.845	»	»	5 428.497	»
139	4	282	21	5.093	120	5.662	32.828	8.063.974	61.379	38	837
1	»	24	»	504	2	531	1.651	139.213	8.209	»	»
»	»	»	»	20	»	20	52	3.746	»	»	»
11	»	109	30	1.368	110	1.628	8.116	1.431.959	57.288	28.397	»
10	»	128	2	1.259	2	1.401	5.968	993.332	1.537	22	»
85	3	424	143	4.992	1.166	6.813	29.522	7.446.725	13.126	750	»
339	3	674	11	11.774	15	12.816	62.499	14.827.313	181.819	212.777	»
»	»	2	»	27	»	29	81	»	»	44.789	»
181	»	500	»	5.780	»	6.461	30.480	7.152.944	23.164	126.613	»
12	»	62	»	908	»	982	4.878	1.101.402	32.247	35	»
30	»	173	»	2.926	»	3.129	12.228	3.125.176	»	7.939	»
7	»	74	»	1.053	»	1.134	4.793	852.774	17.752	84.958	»
11	»	37	»	564	1	613	2.866	614.956	9.200	60	»
3	»	105	171	1.352	856	2.487	8.122	1.188.490	16.237	418.583	»
9	8	356	6	4.766	5	5.150	20.756	4.486.483	2.506	2.575.844	»
											»
13	3	567	58	6.835	65	8.341	31.836	8.500.000	»	»	»
»	»	18	9	98	121	246	867	»	238.792	»	»
1	»	57	43	619	244	964	4.152	»	»	246.174	»
»	»	5	6	31	16	58	513	58.772	1.013	21.164	»
3	»	35	2	452	131	623	2.874	753.110	1.897	1.104	»
9	»	77	»	1.002	»	1.088	5.050	671.232	»	»	»
1	»	57	»	542	»	600	3.313	497.042	»	141	»
18	»	188	130	2.523	496	3.355	18.428	4.226.592	130.739	204.237	»
3	»	68	»	896	»	967	4.674	609.039	1.568	1.076	»
51	1	594	60	8.364	759	9.829	51.513	11.452.358	153.495	157.790	»
16	»	330	75	5.184	649	6.254	37.548	10.182.326	84.305	»	»
5	»	31	4	680	107	827	4.893	»	»	701.073	»
»	»	6	»	126	1	133	907	»	»	»	277.210
10	»	270	11	3.251	58	3.600	22.620	6.606.335	»	»	»
6	»	69	1	1.633	48	1.757	9.655	»	»	1.418.698	»
»	»	2	2	49	»	53	476	»	153 281	»	84.700
1.738	22	7.684	797	93.897	6.080	110.218	538.829	126.590.108	2.067.791	11.693.186	362.747

Tableau des accidents suivis de mort survenus en 1874 dans les m

NOMS DES DISTRICTS.	Explosion de grisou	ÉBOULEMENTS dans la mine: des parois.	du toit.	Total.	DANS LES PUITS: Cages allant aux molettes.	Ruptures de câbles ou chaînes.	Dans la montée ou la descente par machine.	Chutes dans les puits de la surface.	Objets tombant de la surface.	Chutes dans l'intérieur des puits.	Objets tombant dans l'intérieur des puits.
Northumberland, Cumberland et Durham Nord	»	9	18	27	»	1	2	2	1	1	
Durham Sud et Westmoreland	2	4	19	23	2	1	5	1	»	3	
Yorkshire Cleveland. (Minerai de fer.)	»	5	2	7	»	»	»	»	»	»	
Lancashire Nord et Est	5	9	20	29	»	»	3	1	»	3	
Irlande	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
Lancashire Ouest et Galles du Nord	5	3	38	41	3	1	1	3	»	5	
Yorkshire	7	14	31	45	»	»	3	1	1	1	
Id. (Minerai de fer.)	»	»	3	3	»	»	»	»	»	»	
Lincolnshire. (Minerai de fer.)	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
Derby, Nottingham, Leicester et Warwickshire	3	5	18	23	»	2	2	»	»	2	
Id. (Minerai de fer, etc.)	»	»	3	3	»	»	»	»	»	»	
Stafford Nord, Cheshire et Shropshire	5	9	14	23	»	2	2	1	»	8	
Id. (Minerai de fer, etc.)	»	4	3	7	»	1	»	»	»	»	
Stafford Sud et Worcestershire	2	10	5	15	»	»	5	2	1	2	
Id. (Minerai de fer, etc.)	»	»	1	1	»	»	1	»	»	1	
Monmouth, Gloucester, Somerset et Devonshire	1	14	21	35	1	»	»	»	»	2	
Id. (Minerai de fer, etc.)	»	»	5	5	»	»	»	»	»	»	
Galles du Sud	6	12	40	52	»	2	5	3	»	3	
Id. (Minerai de fer, etc.)	»	»	»	»	1	»	»	»	»	»	
Écosse Est	5	11	19	30	»	»	»	3	1	3	
Id. (Minerai de fer, etc.)	»	2	2	4	»	»	»	»	»	»	
Écosse Ouest	3	2	21	23	»	1	4	»	»	1	
Id. (Minerai de fer, etc.)	»	1	6	7	»	»	»	»	»	3	
Nombre total d'accidents	44	114	289	403	7	11	33	17	4	38	11
Nombre d'hommes tués	166	114	298	412	7	11	35	17	4	45	11

…harbon, argile réfractaire, minerai de fer et schiste bitumineux.

	ACCIDENTS SOUTERRAINS DIVERS.								A LA SURFACE.				
…oups de …	Asphyxies.	Coups d'eau.	Chutes dans l'eau.	Sur les plans inclinés.	Par les bennes ou les wagons.	Par machines souterraines.	Divers.	Total.	Par machines à la surface.	Explosions de chaudières.	Divers.	Total.	Total général.
5	2	1	»	8	9	»	2	27	1	»	3	4	67
1	1	»	»	3	16	2	»	23	1	»	11	12	74
2	»	»	»	»	6	»	»	8	1	»	4	5	20
1	2	»	»	6	6	1	»	16	4	»	4	8	68
»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
2	3	1	»	2	5	»	2	15	1	1	12	14	95
»	»	»	»	6	3	»	1	10	3	»	12	15	85
»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	3
»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
2	2	»	»	4	8	1	1	18	2	»	»	2	52
»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	3
4	2	»	»	3	3	»	»	12	3	1	1	5	58
»	»	»	»	2	1	»	»	3	»	1	»	1	12
1	»	»	1	»	4	»	2	11	1	»	3	4	44
»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	3
1	»	»	»	3	8	»	»	15	2	2	6	10	64
2	»	»	»	»	»	»	»	2	»	»	»	»	7
1	1	»	»	4	21	»	1	28	2	1	6	9	115
1	»	»	»	»	»	»	2	3	»	1	»	1	5
»	1	»	»	1	1	»	2	5	2	1	6	9	60
»	»	»	»	»	»	»	1	1	»	»	»	»	7
1	»	»	»	»	2	»	»	3	»	»	2	2	39
»	»	»	»	»	»	»	»	»	1	»	1	2	14
30	14	2	1	42	93	4	14	200	24	8	71	103	895
31	18	2	1	45	94	4	19	214	24	12	73	109	1,056

Tableau indiquant la proportion d'accidents et de morts relativement aux quantités extraites et au nombre d'ouvriers employés en 1874.

NOMS DES DISTRICTS.	NOMBRE de mines.	NOMBRE de personnes employées.	QUANTITÉS de matière minérale extraites. (Total.)	NOMBRE d'accidents.	NOMBRE de personnes tuées.	NOMBRE de personnes employées par accident.	NOMBRE de personnes employées par mort d'homme.	QUANTITÉS extraites par accident.	QUANTITÉS extraites par mort d'homme.
			tonnes.					tonnes.	tonnes.
Northumberland, Cumberland et Durham Nord	209	49.129	14.059.346	67	68	733	722	209.841	206.755
Durham Sud et Westmoreland	178	55.696	18.416.131	74	76	752	733	248.866	242.317
Yorkshire-Cleveland. (Minerai de fer)	40	9.845	5.428.497	20	20	492	492	271.425	271.425
Lancashire Nord et Est	372	32.828	8.126.228	68	75	483	438	119.503	108.350
Irlande	42	1.651	147.422	»	»	»	»	»	»
Lancashire Ouest et Galles du Nord	305	43.658	9.976.882	95	115	460	380	105.020	86.755
Yorkshire	516	62.499	15.221.909	88	112	710	558	172.976	135.910
Lincolnshire. (Minerai de fer.)	8	81	44.789	»	»	»	»	»	»
Derbyshire, Leicester, Nottingham et Warwickshire	416	52.379	12.525.004	55	58	953	903	227.727	215.948
Stafford Nord, Cheshire et Shropshire	240	31.744	9.312.359	70	148	453	214	133.033	62.921
Stafford Sud et Worcestershire. (Charbon)	487	31.830	9.004.966	44	50	784	695	191.595	169.905
Stafford Sud et Worcestershire. (Argile réfractaire)		867		1	1				
Stafford Sud et Worcestershire. (Minerai de fer)		4.152		2	2				
Monmouth, Gloucester, Somersetshire et parties du Glamorgan et du Breconshire	383	34.852	7.178.728	71	71	490	490	101.109	101.109
Galles du Sud	363	51.513	11.763.643	120	134	429	384	98.854	87.789
Écosse Est	366	43.348	11.244.914	67	69	648	628	167.834	162.978
Écosse Ouest. (Charbon)	235	22.620	8.263.014	39	42	618	574	155.906	144.965
Écosse Ouest. (Argile réfractaire et schiste)	19	476		3	3				
Écosse Ouest. (Minerai de fer)	153	9.655		11	12				
Totaux et moyennes	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]	[illegible]

Tableau des ouvriers employés dans les mines métalliques en 1873.

SITUATION DES MINES.	OUVRIERS EMPLOYÉS SOUS TERRE				OUVRIERS ET OUVRIÈRES EMPLOYÉS A LA SURFACE							TOTAL général.
	de 12 à 13 ans.	de 13 à 16 ans.	au-dessus de 16 ans.	Total.	de 8 à 13 ans.		de 13 à 18 ans.		au-dessus de 18 ans.		Total.	
					Garçons.	Filles.	Garçons.	Filles.	Hommes.	Femmes		
Northumberland, Cumberland, Westmoreland, Durham, Derbyshire, Shropshire, île de Man, Galles du Nord et parties du pays de Galles sud, du Lancashire et du Yorkshire	59	369	15.266	15.694	523	31	1,749	230	5.354	300	8,187	23.881
Cheshire et partie du Lancashire comprenant le bassin houiller	7	37	327	371	2	»	1	1	129	11	144	515
Irlande	3	81	1.771	1.855	53	18	284	113	891	109	1.468	3,323
Derbyshire, Nottinghamshire et Staffordshire (district du Middland)	5	9	143	157	1	»	5	»	85	»	91	248
Staffordshire et partie du Shropshire	»	»	62	62	4	»	4	»	15	»	23	85
Staffordshire sud et Worcestershire	1	15	387	403	»	»	8	»	93	»	101	504
Breconshire, Gloucestershire, Herefordshire, Monmouthshire et parties du Somersetshire, du Glamorganshire et du Wiltshire	5	272	1,580	1.857	1	3	49	»	412	»	465	2.322
Glamorganshire, Pembrokeshire et Carmarthenshire	6	35	350	391	13	»	19	2	85	6	125	516
Cornwall, Devonshire, Dorsetshire et partie du Somersetshire	154	1.510	14.054	15.718	1.266	405	2.594	1.467	6.235	2,319	14 286	30.004
Ecosse Est	6	19	530	555	6	»	28	»	196	6	236	791
Ecosse Ouest	3	8	304	315	2	»	46	5	118	8	179	494
Total du Royaume-Uni	249	2.355	34.774	37.378	1.871	457	4.787	1.818	13.613	2.759	25.305	62.683

Tableau des accidents suivis de mort survenus en 1874 dans les mines métalliques.

NOMS DES DISTRICTS.	EXPLOSIONS DE GRISOU.	ÉBOULEMENTS.	DANS LES PUITS. Cages allant aux molettes.	DANS LES PUITS. Ruptures de câbles ou chaînes.	DANS LES PUITS. Dans la montée ou la descente par machines.	DANS LES PUITS. Chutes dans les puits de la surface.	DANS LES PUITS. Objets tombant de la surface.	DANS LES PUITS. Chutes dans l'intérieur des puits.	DANS LES PUITS. Objets tombant dans l'intérieur des puits.	DANS LES PUITS. Divers.	DANS LES PUITS. Total.	ACCIDENTS SOUTERRAINS divers. Coups de mine, etc.	ACCIDENTS SOUTERRAINS divers. Asphyxies.	ACCIDENTS SOUTERRAINS divers. Coups d'eau.	ACCIDENTS SOUTERRAINS divers. Chutes dans l'eau.	ACCIDENTS SOUTERRAINS divers. Sur les plans inclinés.	ACCIDENTS SOUTERRAINS divers. Par les bennes ou les wagons.	ACCIDENTS SOUTERRAINS divers. Par machines souterraines.	ACCIDENTS SOUTERRAINS divers. Divers.	ACCIDENTS SOUTERRAINS divers. Total.	A LA SURFACE. Par machines à la surface.	A LA SURFACE. Explosions de chaudières.	A LA SURFACE. Divers.	A LA SURFACE. Total.	TOTAL GÉNÉRAL.
Northumberland, Cumberland, Westmoreland, Durham, Derbyshire, Shropshire, île de Man, Galles du Nord et parties du pays de Galles Sud, du Lancashire et du Yorkshire.	»	16	1	»	6	»	1	3	»	»	11	2	2	»	»	»	»	»	2	6	4	»	3	7	40
Cheshire, Irlande et bassin houiller du Lancashire Nord et Est.	»	3	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	3
Derbyshire, Nottinghamshire et partie du Staffordshire.	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Staffordshire	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Staffordshire Sud et Worcestershire.	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Breconshire, Gloucestershire, Herefordshire, Monmouthshire et parti s du Glamorghanshire et du Somersetshire.	»	3	»	»	1	»	»	»	»	»	1	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	4
Glamorganshire, Pembrokeshire et Carmarthenshire.	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Cornwall, Devonshire, Dorsetshire et partie du Somersetshire.	»	12	»	»	1	1	»	11	2	4	19	3	»	»	»	»	»	2	2	7	3	1	2	6	44
District oriental de l'Écosse.	»	1	»	»	»	»	»	»	»	1	1	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	2
District occidental de l'Écosse.	»	1	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	1
Total des accidents.	»	36	1	»	8	1	1	14	2	5	32	5	2	»	»	»	»	2	4	13	7	1	5	13	94
Nombre d'hommes tués.	»	40	1	»	10	1	1	14	2	5	34	6	[illegible]	»	»	»	»	2	4	15	7	1	6	14	103

FABRICATION DE L'ACIER BESSEMER A L'USINE DE SERAING, EN BELGIQUE.

Les nouvelles aciéries de Seraing comprennent l'un des départements importants des vastes établissements dont la direction générale est confiée à M. E. Sadoine.

Elles forment aujourd'hui l'un des ensembles les plus complets de transformation du minerai en acier fini; le procédé de la coulée directe du haut-fourneau dans les convertisseurs y est appliqué avec le plus grand succès; l'économie des opérations et la grande production s'y trouvent également réunies, et l'on trouverait peu d'établissements qui, en ce moment, aient su appliquer l'une et développer l'autre comme les aciéries de la société Cockerill.

Les travaux de construction de ces nouvelles installations ont été exécutés d'après les plans et sous la direction de deux ingénieurs de la société, MM. Greiner et Philippart, à l'obligeance desquels nous devons la plupart des données que nous publions aujourd'hui.

La première pierre a été posée en mars 1873, et le 1er février 1874 avait déjà lieu la première opération dans les convertisseurs Bessemer.

Nous suivrons les minerais dans les phases de leurs transformations :

1° En fonte aux hauts-fourneaux;

2° En lingots d'acier dans les convertisseurs Bessemer;

3° En rails, bandages, essieux, dans la forge.

Mais, avant cela, donnons une idée de l'ensemble des installations.

Lorsque l'usine sera complétée, elle comprendra quatre hauts-fourneaux reliés par des ponts au milieu desquels débouchent les monte-charges. Chaque fourneau est muni de quatre appareils Whitwell disposés en carrés en arrière et formant ainsi deux lignes de huit appareils chacune. Les dimensions principales du profil intérieur du haut-fourneau sont :

Diamètre	1m,60 creuset.
—	5m,00 ventre.
—	3m,50 gueulard.
Hauteur totale	18m,50
Pente des étalages	67° 1/2
Capacité	225 mètres cubes.

Trois machines soufflantes du type Seraing (on vient de monter la 123ᵉ du même système) fourniront l'air nécessaire, à une pression pouvant atteindre $0^m,30$ mercure ; les cylindres soufflants ont 3 mètres de diamètre avec $2^m,44$ de course de piston, et ils sont actionnés par des cylindres à vapeur du système Woolf à condensation. Le nombre de tours que peut faire la machine dans sa marche normale est de treize par minute, ce qui donne une quantité de vent de 400 mètres cubes correspondant à la combustion de 120.000 kilog. de coke en vingt-quatre heures. Ces machines ont une réputation européenne.

A gauche et à droite du bâtiment des machines soufflantes se trouvent les halles de mélange, et au bout de ces derniers bâtiments sont établies des pompes pour le service hydraulique de toute l'usine.

Les halles de mélange contiennent un élévateur hydraulique permettant d'élever et de déverser les minerais dans des loges bien séparées, afin d'obtenir un bon mélange de ces matières premières.

En avant, du côté du nord, existe un groupe de douze chaudières en acier Bessemer de $1^m,60$ de diamètre et de 15 mètres de longueur munies d'un tube réchauffeur de 1 mètre de diamètre et de 15 mètres de longueur. Ces chaudières sont chauffées par les gaz perdus des hauts-fourneaux.

Du côté sud, les hauts-fourneaux sont accolés à la grande halle de la fonderie Bessemer, qui est divisée en trois par des colonnades en fonte.

La première est la halle de coulée en gueuses des hauts-fourneaux ; elle contient les poches de coulée et les élévateurs hydrauliques qui amènent la fonte chaude du haut-fourneau aux convertisseurs.

La seconde est la halle aux cubilots, où s'opère la refonte des fontes selon la méthode ordinaire.

La troisième est la halle des convertisseurs.

Six cornues (deux par bassin) reçoivent tour à tour la fonte des hauts-fourneaux ou des six cubilots perfectionnés à (avant-creusets et à air chaud) dont nous avons parlé.

Parallèlement à ces halles et en continuant du côté sud, se trouvent les bâtiments aux machines soufflantes, pompes et accumulateurs flanqués à gauche et à droite d'un groupe de huit chaudières entièrement semblables à celles des hauts-fourneaux.

Le type de machine soufflante Bessemer se rapporte au type généralement adopté à Seraing pour les machines soufflantes. Elle a été étudiée par M. Kraft, le célèbre ingénieur en chef de la

société Cockerill, lequel a attaché son nom à toute la partie mécanique des aciéries de Seraing.

C'est une machine verticale du système Compound, qui réalise les plus grandes économies possibles de combustible (1 kilog. 3/4 de houille par force de cheval et par heure).

On trouve enfin la grande halle des laminoirs, longue de 82 mètres et qui est formée de deux travées de 18 mètres chacune, reliées par une colonnade de 10 mètres de hauteur. Dans la première travée sont installés six grands fours Ponsard et Bicheroux, ayant une sole de 4,50 × 4 mètres environ; ils suffiront pour passer les lingots aux deux trains à rails qui se trouvent dans la deuxième halle.

Le premier train ébaucheur, ou blooming, a deux paires de cylindres de 30 pouces de diamètre; il est actionné par une machine réversible faisant 45 tours par minute, à engrenage, munie d'une machine spéciale de condensation.

Les cylindres à vapeur ont 32 pouces de diamètre et 4 pieds de course, les engrenages sont dans les rapports de 1 à 2 1/2.

Le second train finisseur a deux cages avec cylindres de 24 pouces et est actionné par une machine réversible à action directe faisant 80 à 90 tours.

Deux cylindres à vapeur de 40 pouces de diamètre donnent le mouvement directement à un essieu coudé de 12 à 14 pouces de diamètre qui est monté sur l'axe et à l'extrémité même du train. Cette machine est pourvue de condenseurs spéciaux pour éviter la contre-pression inévitable et spécialement fâcheuse dans les machines de l'espèce.

Comme annexe à cette halle, une halle de parachèvement qui comprend toutes les machines les plus récentes appliquées à l'encochage, au fraisage, au forage des rails d'acier.

Les bâtiments sont simples, les fermes légères sont en fer. L'ensemble des constructions est harmonieux et symétrique.

I. — *Roulement de l'usine à fonte.*

Nous donnerons comme spécimen de la marche des nouvelles installations, les résultats de l'allure du fourneau n° 1 pendant les mois de mars et avril de cette année :

	COKE.	MINERAI.	CALCAIRE.	FONTE.
	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.
1875. Semaine 1-7 mars.	417	759	211	370
— 7-14 —	424	771	218	360
— 14-21 —	415	773	183	369
— 21-28 —	475	910	184	433
— 28 mars-4 avril. .	468	913	208	434
— 4-11 avril. . . .	459	869	198	449
— 11-18 —	455	868	172	447
Soit moyenne par semaine. . . .	445	838	196	409

La moyenne de la composition des charges était :

Coke.	1.650 kilog.
Minerai.	3.100 —
Calcaire.	725 —

Les minerais sont spécialement de provenances algérienne et espagnole et le mélange contient :

Eau.	6,50	
Acide carbonique.	2,50	
Silice.	15,00	
Alumine.	4,00	
Chaux.	3,00	
Magnésie.	1,50	
Oxydes de fer.	64,00	— Fer, 45,00
— de manganèse.	4,25	— Manganèse, 3,00
Soufre.	0,10	
Acide phosphorique.	0,075	

Le rendement pratique atteignait 49 p. 100 de fonte.

La proportion de calcaire ajouté s'élevait à 23,50 p. 100.

Le coke, fabriqué dans des fours du système Appolt, était très-régulier, et sa teneur en cendres variait de 8 à 10 p. 100.

Avec le mélange précédent, la fonte obtenue contenait en moyenne :

Silicium.	2,25
Carbone.	4,50
Soufre.	0,04
Phosphore.	0,06
Manganèse.	3,75
Fer.	89,40
	100,00

On produisait en outre 80 de laitier pour 100 de fonte.

Ce laitier était généralement de couleur blanche un peu ver-

dâtre, et il tombait promptement en poussière par son exposition à l'air. Sa composition moyenne serait :

Silice	37,00
Alumine	13,50
Chaux	43,00
Magnésie	1,50
Oxyde ferreux	0,50
Manganèse	3,50
Soufre	1,25
	100,25

D'après les chiffres donnés précédemment, on pourra remarquer que la consommation de coke s'est maintenue en moyenne en dessous de 110 kilog. pour 100 kilog. de fonte produite. On peut attribuer cet excellent résultat en grande partie aux soins apportés dans les différentes opérations du travail métallurgique et à la température élevée à laquelle a été maintenu le chauffage de l'air (600° centigrades).

Il est également intéressant de remarquer les résultats obtenus pour la réduction du manganèse sur la totalité de manganèse contenu dans le mélange des minerais.

2/3 sont passés dans la fonte;

1/3 est passé dans la scorie.

II. — *Roulement de l'usine à lingots.*

La fonte amenée dans la poche de coulée est immédiatement envoyée aux convertisseurs par l'élévateur hydraulique et le pont fixe sur lequel elle roule. Il n'y a cependant nul inconvénient à laisser séjourner la fonte dans la poche pendant une demi-heure, sauf le petit fond de poche qui nécessairement en résulte et qu'on peut refondre au cubilot.

Les opérations durent de 18 à 22 minutes. Au milieu de la décarburation, on ajoute de 10 à 25 p. 100 de bouts de rails, selon la chaleur du bain.

Un point remarquable du travail, c'est que l'on n'ajoute plus de spiegeleisen à la fin du soufflage, la fonte contenant assez de manganèse pour s'en passer. Lorsque les raies du spectroscope ont toutes disparu, on essaye les scories, c'est-à-dire que l'on règle la fin de l'opération d'après la couleur que présentent les scories du bain. On cesse donc de souffler, et l'on prend la teinte des laitiers qui s'attachent à un ringard introduit dans la cornue par le bec.

Le jaune citron correspond à un acier très-dur contenant.	0,75	et plus de carbone ;
Le jaune orange contenant.	0,60	—
Le brun clair —	0,45	—
Le brun foncé —	0,30	—
Le noir bleuâtre —	0,15	— environ.

On peut aussi essayer les globules de métal qui s'attachent à la scorie en les frappant à l'aide d'un petit marteau à main sur une enclume bien polie.

Quand le métal est arrivé au degré voulu, on le coule en lingots que l'on se hâte de porter à la forge aussitôt qu'ils sont solidifiés.

Des grues hydrauliques très-légères, au nombre de trois par bassin, enlèvent aisément les lingots. Le bassin lui-même est fort large (10 mètres de diamètre) et peu profond ($0^m,90$), et les cornues, étant placées côte à côte, laissent le plus grand espace libre dans le bassin.

L'ensemble de la fonderie rappelle les dispositions américaines, et nulle part, sur le continent ni en Angleterre, une installation ne réunit plus de facilités, plus de motifs d'économie pour le travail.

Aussi la production atteint-elle 100 tonnes de lingots par bassin et par vingt-quatre heures, et elle les dépassera lorsque les nouveaux laminoirs dont nous allons parler seront capables de traiter les gros lingots pour deux ou trois rails à la fois.

L'économie de la coulée directe se chiffre aisément, car elle se résume par une réduction dans le déchet de la fonte et une diminution de combustible provenant de la non-refonte au cubilot, sans compter moins de main-d'œuvre.

Depuis que l'on prend la fonte du haut-fourneau, on n'a pas obtenu un seul laitier noir au haut-fourneau; c'est assez dire que la fonte a toujours été propre à la fabrication des meilleurs aciers.

Il est un point remarquable et pas encore assez éclairci, c'est que les produits directs du haut-fourneau se travaillent en général mieux, donnent des aciers plus résistants que ceux obtenus par la refonte au cubilot. Il nous a paru qu'à composition chimique égale, leur résistance était plus grande, autant que nous en avons pu juger par les épreuves répétées du mouton sur des rails et des baudages.

III. — *Roulement de l'usine à rails.*

Jusqu'ici les lingots ont été transformés en rails d'une simple longueur aux anciennes forges des aciéries, et l'on a déjà pu y

apprécier toute l'économie qui résulte de l'emploi des lingots encore chauds. — Un train de laminoir ordinaire, produisant par semaine 600 tonnes de rails de 6 mètres, pesant 37 kilog. le mètre, il est hors de doute que la nouvelle usine produira, en prenant des lingots doubles ou triples, avec des trains perfectionnés, 1.000 tonnes et peut-être 1.200 tonnes par semaine.

Comme il faut trente heures pour que le minerai entrant dans le fourneau soit transformé en fonte, que l'opération du convertisseur dure une heure environ, y compris les transports de lingots, manœuvres, etc., on peut admettre qu'après une heure de chauffage le rail sera laminé; on peut donc admettre que la matière se trouvera ainsi sur le carreau de l'usine, prête à être expédiée, trente-six heures après qu'elle aura été chargée à l'état brut dans le fourneau, et cela sans qu'on lui ait donné le temps de refroidir.

(Extrait d'une note imprimée de M. Deby, *ingénieur en Belgique : cette note forme annexe de la dépêche adressée le 27 mai 1875 à M. le Ministre des affaires étrangères, par M. le Consul général de France à Anvers.)*

TABLE DES MATIÈRES

DU TOME SEPTIÈME.

MINÉRALOGIE. — GÉOLOGIE.

MÉTALLURGIE. — MINÉRALURGIE.

MÉCANIQUE. — EXPLOITATION.

OBJETS DIVERS.

BULLETIN.

EXPLICATION DES PLANCHES

DU TOME SEPTIÈME.

ERRATUM.

A la page 469, note : *au lieu de :* Nitroglycérine avec sciure de bois, *lire :* Nytroglycérine avec sciure de bois saturée de nitrate de potasse et transformée en pyroxyle par un traitement à l'acide nitrique.

Paris. — Imprimerie Arnous Rivière et C.e, rue Racine, 26.

Pl. III.

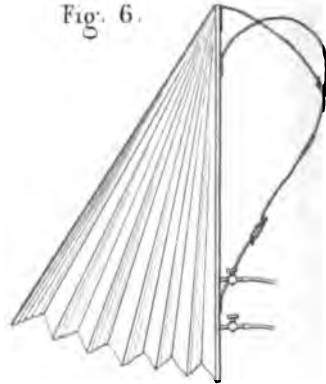


a.b decim.

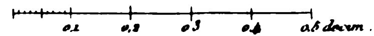


Appareil Fayol
Réservoir portatif.

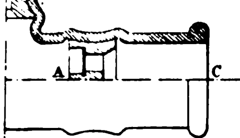




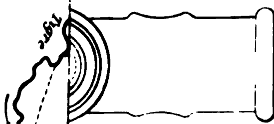
Echelle des Fig. 6 et 7.



Embouchure
Echelle 1/2

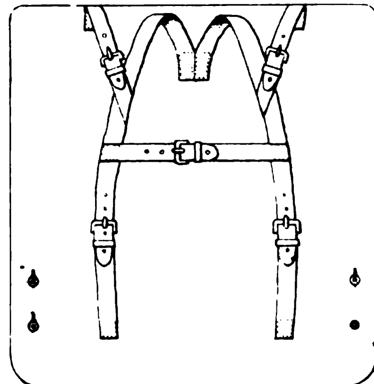


Coupe



Plan

Fig. 7.



Echelle

Lemaitre-Barre et Macquet del et

Fig. 3. *Coupe du chantier.*

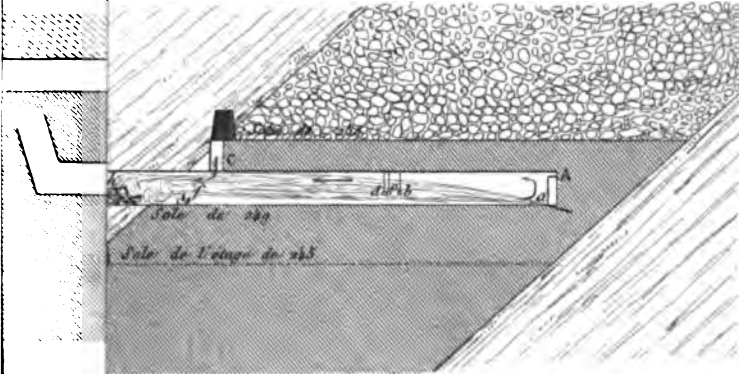
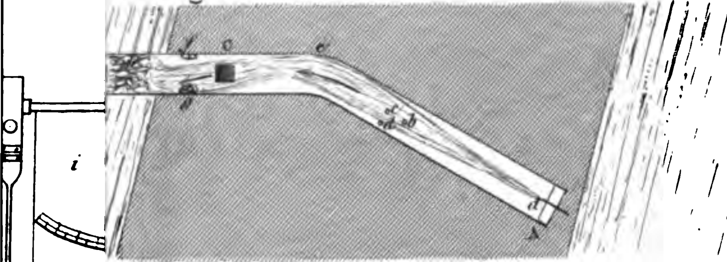
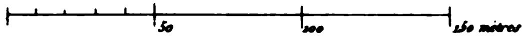


Fig. 4. *Plan*



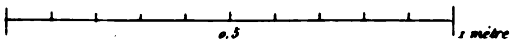
Echelle de la Fig. 2 de 0.m 0004 p.r 1 mètre



Echelle des Fig. 3 et 4 de 0.m 002 p.r 1 mètre



Echelle de la Fig. 5 de 0.m 06 p.r 1 mètre



Lemaitre, Barré et Macquet del. et sc.

Fig. 1.

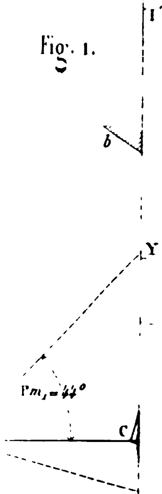


Fig. 2.

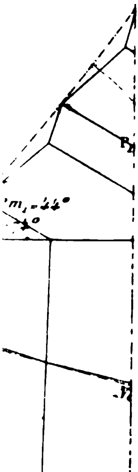


Fig. 5

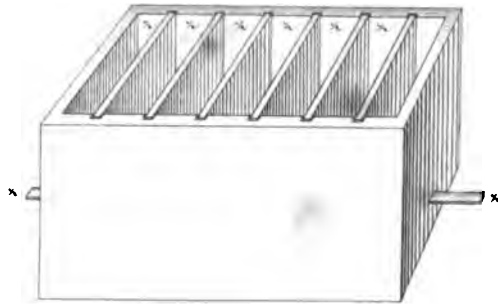


Fig. 6.

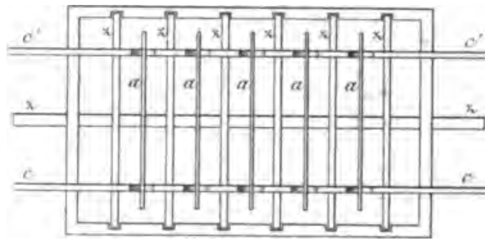
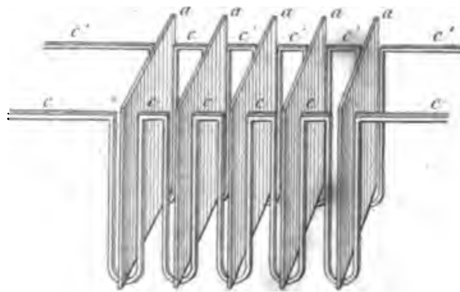


Fig. 7.



Lemaitre, Barré et Macquet del. et sc.

Fig. 15.

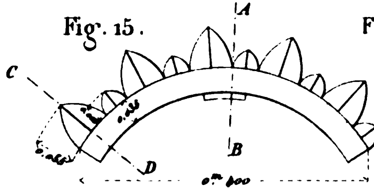


Fig. 17. Coupe AB.



Fig. 16

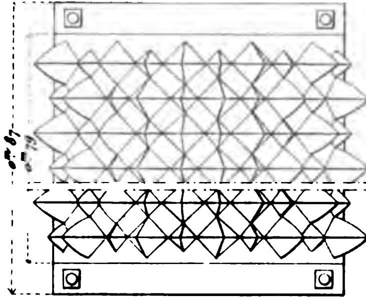


Fig. 18.
Coupe CD.

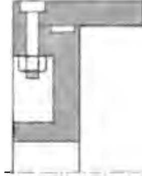
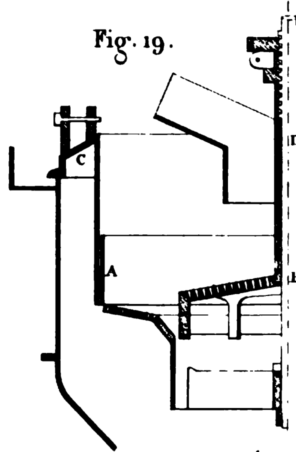


Fig. 19.



Echelle des Fig. 1 à 9 $\frac{1}{1200}$.

10 20 30 40 50 60 70 80 mètres

Echelle de la Fig 10 de 0m 002 pour 1 mètre.

10 20 30 mètres

Echelle de la Fig 11 de 0m 0005 pr 1 mètre.

10 20 30 40 50 60 70 80 90 100 mètres

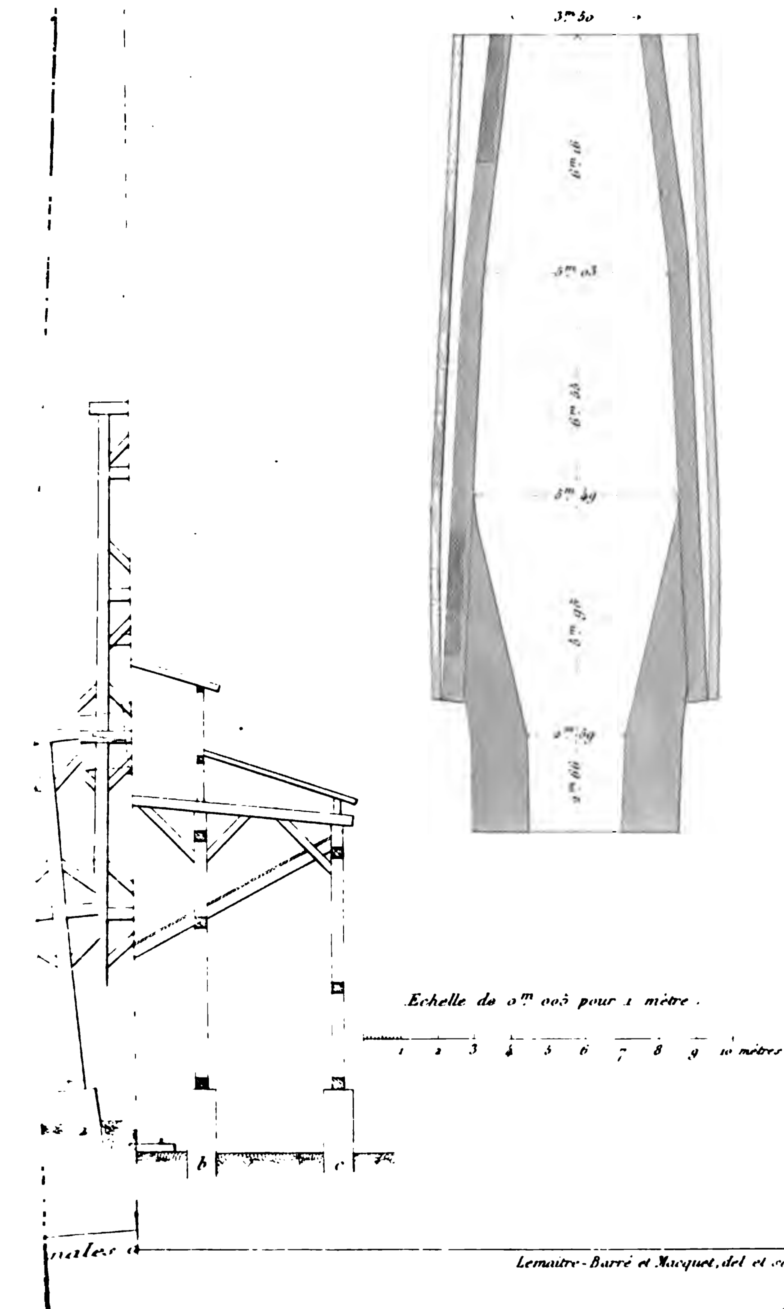
Echelle des Fig. 12 à 18 de 0m 1 pr 1 mètre.

0.1 0.2 0.3 0.4 0 5 décim.

Echelle de la Fig. 19 de 0m 05 pr 1 mètre.

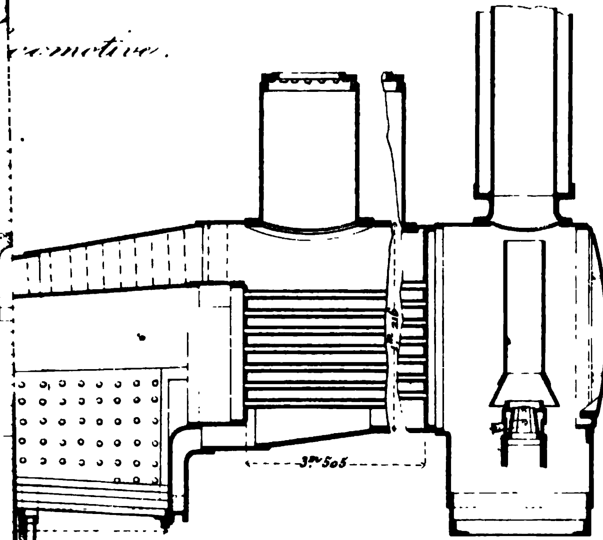
0.1 0.2 0.3 0.4 0.5 0.6 0.7 0.8 0.9 1 mètre.

Lemaître-Barré et Macquet, del. et sc.



Lemaitre-Barré et Macquet, del et sc.

...comotive.



Barreau de grille creux.

Fig. 5.

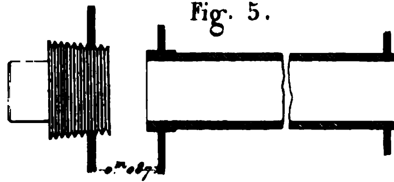
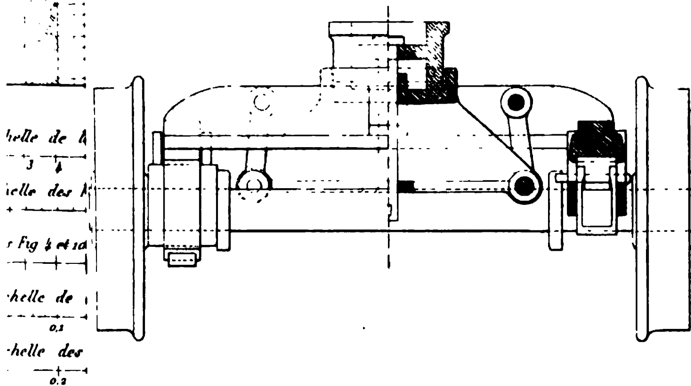


Fig. 10.



...helle de l...
...3 4...
...helle des ...
... Fig 4 et 10...
...helle de ...
0.1
...helle des
0.2

Lemaître-Barré et Macquet, del. et sc.

(Fig. 4 à 6.)

Fig.

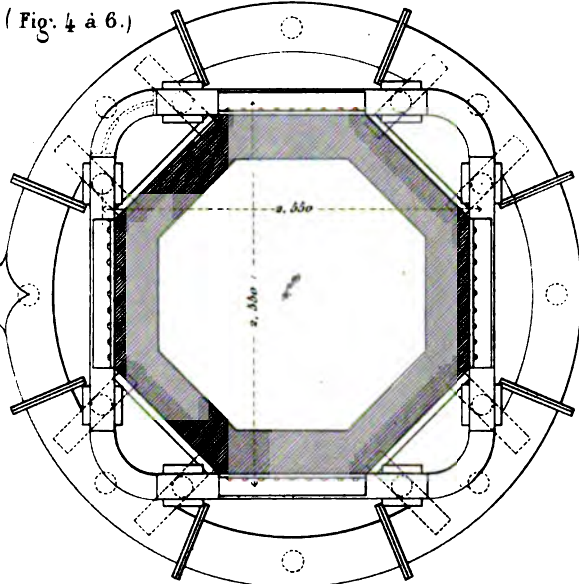


Fig. 6.

suivant CD.

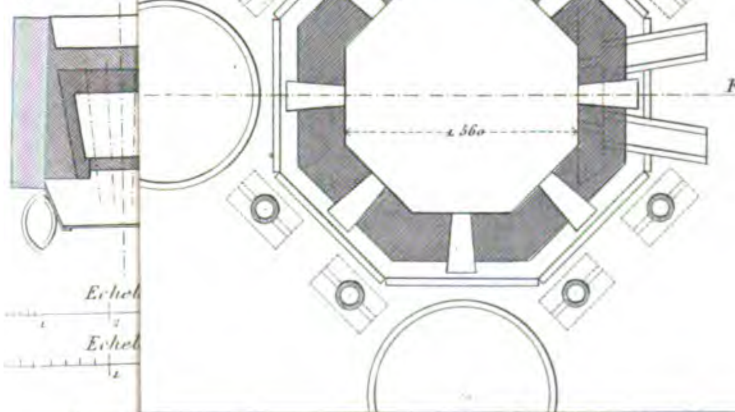


Fig. Coupe

Echel

Echel

Lemaitre-Barré et Macquet, del. et sc.

Plan d'ensem
de la partie No
des Mines de Po

Fig. 1.

D

Puits central

Fig. 3.

Niv. mer

Niv. mer

de Flambert

Anciens Travaux

Plan N° 1

Plan N° 4

Galerie Werbrouck

Rejet de Werbrou

Puits d'a

Puits

Fig. 4.

Fig. 5. Plan

E

(2)

(1)

Galerie Ste Amélie

C

Affleurements

Routes, Chem

Chemins de

Rejets au jo

Rejets dans

Administratio

Lavage, cart

Limites des

Ech

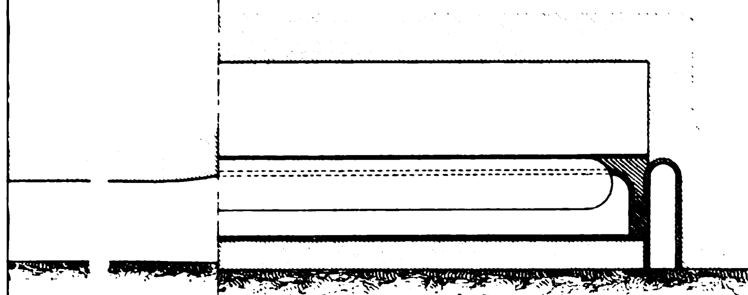
Echelle des Fig. 4 et 5. $\frac{1}{5000}$

100 200 300 | 100 200 300 400 m

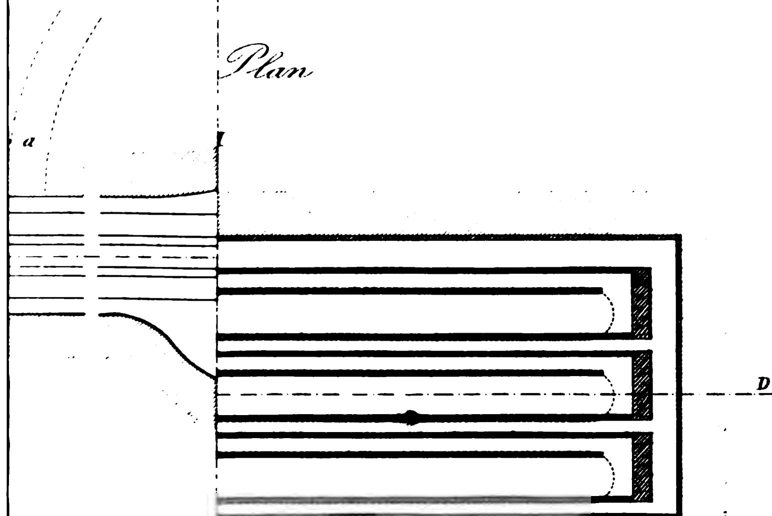
Fig. 1.

Machine et Recette supérieure du puits central

...pe par ABC



Plan



Lemaitre, Barré et Macquet del. et sc.

ig. 1. Coupe 6. Coupe par AB Fig. 7.

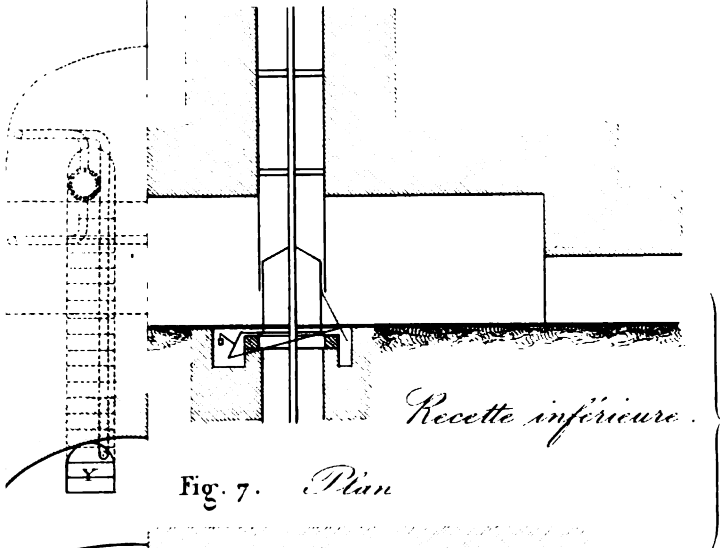
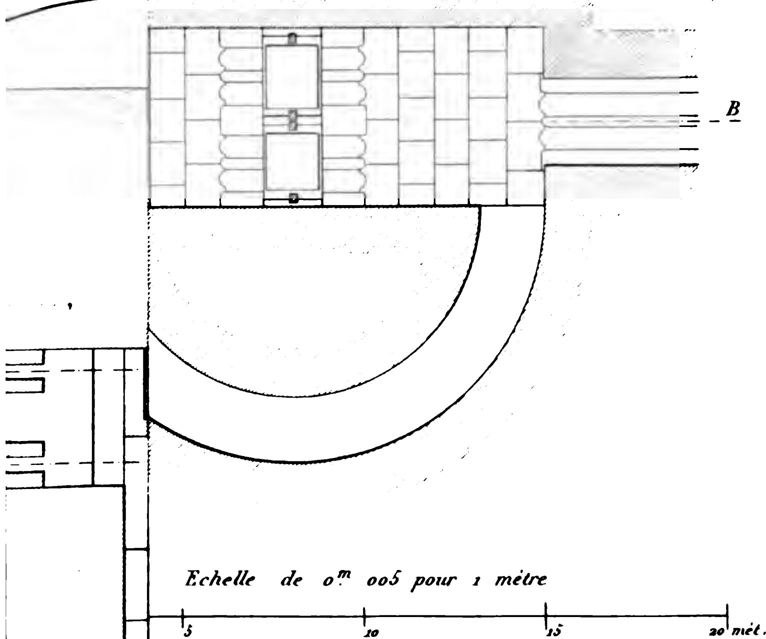


Fig. 7. Plan



Echelle de 0^m 005 pour 1 mètre

5 10 15 20 mèt.

Lemaître, Barré et Macquet del. et sc.

. 1. Co

Fig. 8.

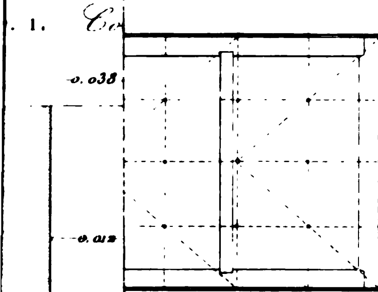


Fig. 11.

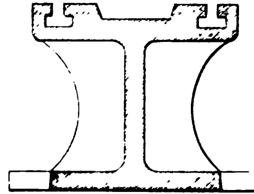


Fig. 12.

Fig. 9.

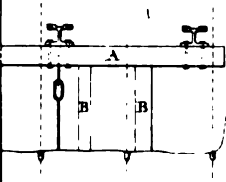
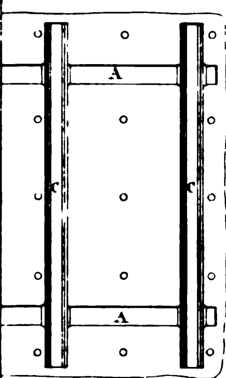
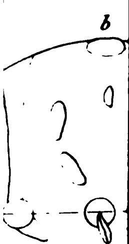


Fig. 10.



ig. 2.



...chelle de la Fig. 6 de 0m 4 pour 1 mètre.

1 — 2 mètres

... des Fig. 7, 8 et 12 de 0m 008 pour 1 mètre

2 3 4 5 — 15 mètres

1 à 5 sont en

...nes. 7e Série

Lemaitre, Barre et Macquet del. et sc

